

MESTRADO INTEGRADO EM ENGENHARIA DO AMBIENTE
2013/2014

**Estudo de Processos Físicos para Recuperação
de Metais de Placas de Circuito Impresso**

EDUARDO ALBERTO CORREIA CARDOSO VENTURA

Dissertação submetida para obtenção do grau de
MESTRE EM ENGENHARIA DO AMBIENTE

Presidente do Júri: Cidália Maria de Sousa Botelho
Professor Auxiliar do Departamento de Engenharia Química da Faculdade de
Engenharia da Universidade do Porto

Orientador académico: Joana Maia Moreira Dias
Professor Auxiliar Convidado do Departamento de Engenharia Metalúrgica e de
Materiais da Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto

Coorientador académico: Aurora Magalhães Futuro da Silva
Professor Auxiliar do Departamento de Engenharia de Minas da Faculdade de
Engenharia da Universidade do Porto

(Janeiro 2014)

Agradecimentos

Durante o último semestre, este trabalho teve o apoio e contribuição de muitas pessoas às quais gostaria de deixar o meu agradecimento.

Gostaria de começar por expressar o meu sincero agradecimento à Professoras Joana Maia Moreira Dias, orientadora desta dissertação, pela aceitação, pelo seu interesse, empenho e incentivos.

O meu sincero agradecimento à Professora Aurora Magalhães Futuro da Silva, coorientadora desta dissertação, pela compreensão e ajuda prestada ao longo de todo o trabalho, bem como por todo o suporte técnico e conhecimentos transmitidos na área estudada.

Gostaria de agradecer a ambas pela disponibilidade face aos obstáculos que surgiram no decurso da escrita deste trabalho.

Um agradecimento ao assistente operacional José Ramiro de Sousa Soares, pelo apoio prestado desde o primeiro dia e disponibilidade para todos os esclarecimentos relativos aos diferentes equipamentos utilizados.

Um obrigado ainda a todos os amigos e colegas cuja curiosidade e incentivo me motivaram ao longo deste trabalho.

E um último agradecimento especial à minha família e namorada, por todo o esforço e apoio incondicional durante todo o meu percurso académico.

Resumo

O trabalho desenvolvido consistiu na avaliação de um método de valorização de placas de circuito impresso (PCI) em fim de vida, por Processos Físicos/Mecânicos, tendo como objetivo a recuperação do cobre e ouro. O primeiro é o que se encontra em maior quantidade e o segundo o mais valioso dos metais encontrados neste tipo de resíduo.

As PCI apresentam-se como a componente mais importante dos resíduos dos equipamentos elétricos e eletrônicos (REEE), visto possuírem elevadas concentrações de metais em elevado estado de pureza, mas também devido à elevada toxicidade de alguns dos seus constituintes. A sua valorização promove a redução dos impactos ambientais a si associados, assim como a redução dos custos associados aos processos de obtenção desses metais.

O método de valorização estudado iniciou-se com o Desmantelamento das PCI (*motherboards*, placas gráficas, placas *modem* e placas de memória), seguido de uma Cominuição e Classificação Granulométrica, para posterior Separação Magnética e Hidrogravítica. O Desmantelamento das placas permitiu separar os componentes de valorização imediata ou descartáveis dos restantes.

A Cominuição promoveu a libertação do metal da matriz onde se encontrava embutido e a Classificação Granulométrica a sua divisão consoante o calibre, permitindo estudar quais as classes granulométricas onde ocorria a maior libertação de metal. As concentrações de ouro e cobre existentes nas várias classes granulométricas foram determinadas por espectroscopia de absorção atômica, após lixiviação, realizando-se também uma análise qualitativa recorrendo a uma lupa estereoscópica. A maior libertação de metal ocorreu na gama 0,425 – 1,70 mm.

A Separação Magnética possibilitou a remoção da fração ferromagnética do material «limpando» e melhorando a alimentação da etapa seguinte.

A Separação Hidrogravítica apresentou-se como o ponto inovador do trabalho. Nesta utilizou-se uma mesa oscilante tipo Wilfey, estudando-se a influência do caudal de água e da inclinação do tabuleiro da mesa, na concentração e recuperação de cobre e ouro.

Após a Separação Hidrogravítica foi realizada uma nova análise por absorção atômica e por lupa estereoscópica, determinando as concentrações de ouro e cobre nos concentrados.

Os melhores resultados obtidos foram para o caudal de 10,7 L/min e inclinação de 3,5°, com teores máximos nas classes estudadas de 2,6 % (m/m) e 44 % (m/m) para o ouro e para o cobre, respetivamente, o que corresponde a recuperações máximas de 69 % (m/m) e 81 % (m/m) para o ouro e para o cobre, respetivamente.

Constatou-se também que dos resíduos de PCI utilizados, as placas *modem* e de memória possuíam teores iguais ou superiores dos metais em questão, comparativamente com as restantes PCI.

O tempo total de operação (Cominuição, Classificação Granulométrica, Separação Magnética e Hidrogravítica) foi de 10 horas, consumindo um total de 4,8 kWh.

No final do trabalho realizado concluiu-se que o método desenvolvido mostrou um potencial atrativo para produção de um concentrado de elevado valor acrescentado, necessitando contudo de estudos adicionais.

Palavras-chave: resíduos, placas de circuito impresso (PCI), reciclagem de metais, ouro, cobre, separação hidrogravítica.

Abstract

The present work focused on the development and evaluation of a method for the recovery of end-of-life printed circuit boards (PCB), by Physical/Mechanic Processes, having the recovery of gold and copper as the main purpose. The first is the main metal and the second is the most valuable, present in this residue.

The PCB are the most important component of Waste Electrical and Electronic Equipment (WEEE), due to their high metal concentration and purity, but also due to the high toxicity levels presented by some constituents. The recovery of these wastes leads to the reduction of the environmental impact and costs related with the metal extraction processes.

The recovery method studied started with the PCB Disassembling (motherboards, graphic boards, modem boards and memory boards), followed by a Comminution and Granulometric Classification and then Magnetic and Hydrogravitic Separation. The PCB Disassembling enabled the separation of valuable compounds and the removal of the disposable ones.

The Comminution allowed the release of the metal from the matrix where it was embedded and the Granulometric Separation sorted it out by size, enabling the determination of which granulometric classes had the highest metal release. The concentration of gold and copper in the various granulometric classes were determined by atomic absorption spectrometry and an observation with a stereoscopic magnifying glass was also performed. The results showed that the higher values of metal release were obtained for the 0.425 – 1.70 mm range.

The Magnetic Separation removed the ferromagnetic fraction thus improving the feed on the next stage.

The Hydrogravitic Separation is the innovation of the work developed. A Wilfey separation table was used and the effects of the variation on water feed and angle of inclination on copper and gold concentration and recovery were evaluated. Atomic absorption spectroscopy was performed after metal extraction through hydrometallurgical methods to determine the concentration of gold and copper and a qualitative evaluation in a stereoscopic magnifying glass was also performed.

The best results were obtained for a flow of 10.7 L/min with an inclination angle of 3.5°, leading to a maximum content of 2.6 % (m/m) and 44 % (m/m) for gold and copper, respectively, and maximum recoveries of 69% and 81% for gold and copper, respectively.

It was possible to verify by the PCB waste used on this study, that modem and memory boards had equal or higher metal contents when compared with the remaining PCB.

The total operation time (Comminution, Granulometric Classification, Magnetic and Hydrogravitic Separation) was 10 h, resulting in an energetic consumption of 4.8 kWh.

By the end of the work developed it was possible to conclude that this method has high potential for the production of a concentrate with high added value, but requires further studies.

Keywords: wastes, printed circuit boards (PCB), metal recycling, gold, copper, hidrogravitic separation.

Índice

Índice de Tabelas	ix
Índice de Figuras	xi
Notação e Glossário.....	xv
1 Contextualização	1
2 Introdução.....	5
2.1 Tecnologias de Valorização de Resíduos de Placas de Circuito Impresso.....	5
2.1.1 Processos Pirometalúrgicos.....	5
2.1.2 Processos Hidrometalúrgicos	6
2.1.3 Processos Eletrometalúrgicos.....	6
2.1.4 Processos Biometalúrgicos	7
2.1.5 Processos Físicos/Mecânicos	7
3 Estado da Arte	11
4 Objetivos	15
5 Organização da Tese	17
6 Metodologia.....	19
6.1 Identificação dos Resíduos Utilizados	20
6.2 Processo de Valorização	21
6.2.1 Desmantelamento.....	21
6.2.2 Cominuição	22
6.2.3 Classificação Granulométrica.....	24
6.2.4 Separação Magnética	25
6.2.5 Separação Hidrogravítica	25
6.3 Avaliação do Teor de Metais das Classes Granulométricas.....	28
6.3.1 Amostragem.....	28
6.3.2 Observação por Lupa Estereoscópica	29
6.3.3 Determinação Analítica do Teor de Cobre e Ouro	29
7 Apresentação e Discussão de Resultados	33
7.1 Desmantelamento, Cominuição e Classificação Granulométrica.....	33

7.2	Avaliação do Teor de Metais das Classes Granulométricas	35
7.2.1	Observação por Lupa Estereoscópica	35
7.2.2	Determinação Analítica do Teor de Cobre e Ouro	39
7.3	Avaliação do Efeito de Processos Físicos na Recuperação de Metais	42
7.3.1	Separação Magnética	42
7.3.2	Separação Hidrogravítica	44
7.4	Avaliação e Discussão do processo Desenvolvido	63
8	Conclusões	67
	Bibliografia.....	69
	Anexo I	i
	Anexo II	xxv

ÍNDICE DE TABELAS

TABELA 1: METAIS PRESENTES NUMA PCI [12–20] E RESPETIVO VALOR DE MERCADO [21–24].	3
TABELA 2: ENSAIOS REALIZADOS E RESPETIVOS PARÂMETROS ESTUDADOS.	44
TABELA 3: RESULTADOS OBTIDOS NO ENSAIO 1 PARA AS CLASSES GRANULOMÉTRICAS DAS DUAS FRAÇÕES DO LOTE 1.	45
TABELA 4: RESULTADOS OBTIDOS APÓS OS ENSAIOS 2 E 3 PARA AS CLASSES GRANULOMÉTRICAS ANALISADAS DA FRAÇÃO 1 E 2 DO LOTE 1.	46
TABELA 5: RESULTADOS OBTIDOS PARA A SEPARAÇÃO HIDROGRAVÍTICA DO LOTES 1 E 2.	47

ÍNDICE DE FIGURAS

FIGURA 1: REPRESENTAÇÃO ESQUEMÁTICA DA CLASSIFICAÇÃO DAS PLACAS DE CIRCUITO IMPRESSO [9].....	1
FIGURA 2: QUANTIDADES MÉDIAS DOS METAIS MAIS COMUNS PRESENTES EM PCI, OBTIDAS POR DIVERSOS AUTORES [12–20].....	2
FIGURA 3: ESQUEMA DE UMA MESA OSCILANTE [43].....	9
FIGURA 4: REPRESENTAÇÃO ESQUEMÁTICA DO PROCESSO SEGUIDO.	19
FIGURA 5: LOTE 1: A) FRAÇÃO 1; B) FRAÇÃO 2.	20
FIGURA 6: LOTE 2, PLACAS, CONECTORES E REMOVIDOS.	20
FIGURA 7: ALGUNS DOS ELEMENTOS REMOVIDOS DO LOTE 1.....	21
FIGURA 8: GUILHOTINA UTILIZADA; A) VISTA FRONTAL, B) VISTA LATERAL.....	22
FIGURA 9: FRAGMENTADOR ERDWICH: A) BOCAL DE ALIMENTAÇÃO, B) ROTOR HORIZONTAL; C) ROTOR HORIZONTAL E MATERIAL A FRAGMENTAR.....	23
FIGURA 10: MOINHO DE LÂMINAS RETSCH SM 200 DE 1,5 kW; B) VISTA INTERIOR; C) ROTOR. ..	23
FIGURA 11: AGITADOR DE PENEIROS RETSCH AS 200.....	24
FIGURA 12: A) ÍMAN MANUAL; B) SEPARADOR MAGNÉTICO DE DISCO DE ALTA INTENSIDADE.	25
FIGURA 13: MESA OSCILANTE TIPO WILFEY.	26
FIGURA 14: ESTEIRA UTILIZADA PARA A RECOLHA DO ESTÉRIL.	26
FIGURA 15: ESTEIRA UTILIZADA NA RECOLHA DO CONCENTRADO E MISTO.....	27
FIGURA 16: DIVISORES DE JONES; A) GRANDE, B) MÉDIO, C) PEQUENO.....	28
FIGURA 17: AMOSTRAS DA FRAÇÃO 1 DO LOTE I, APÓS CALCINAÇÃO.....	29
FIGURA 18: A) SUPORTE PARA OS TUBOS; B) AMOSTRAS ANTES DA IMERSÃO EM ÁGUA-RÉGIA; C) DIGESTÃO EM ÁGUA-RÉGIA; D) TUBOS APÓS DIGESTÃO E FILTRAÇÃO DAS AMOSTRAS DO LOTE I.	30
FIGURA 19: AMOSTRAS DO LOTE I NO FINAL DA DIGESTÃO, APÓS DILUIÇÃO.	31
FIGURA 20: AMOSTRAS DO LOTE I E RESPECTIVAS DILUIÇÕES PARA A QUANTIFICAÇÃO DO OURO E COBRE.	31
FIGURA 21: FLUXOGRAMA DAS ETAPAS DE DESMANTELAMENTO, COMINUIÇÃO E CLASSIFICAÇÃO GRANULOMÉTRICA; C1: +6,70 MM, C2: -6,70 +3,35 MM; C3: -3,35 +1,70 MM; C4: 1,70+0,850 MM; C5: -0,850 +0,425 MM; C6: -0,425 MM; CT: MASSA DAS PLACAS/CONECTORES APÓS A CLASSIFICAÇÃO GRANULOMÉTRICA.	34
FIGURA 22: OBSERVAÇÃO DO RESULTADO DA COMINUIÇÃO NAS CLASSES GRANULOMÉTRICAS DO LOTE I, FRAÇÃO 1: A) -3,35 +1,70 MM, B) -1,70 +0,850 MM C) -0,850 +0,425 MM E D) -0,425 MM.	35
FIGURA 23: OBSERVAÇÃO DO RESULTADO DA COMINUIÇÃO NAS CLASSES GRANULOMÉTRICAS DO LOTE I, FRAÇÃO 2: A) -3,35 +1,70 MM, B) -1,70 +0,850 MM C) -0,850 +0,425 MM E D) -0,425 MM.	36
FIGURA 24: OBSERVAÇÃO DO RESULTADO DA COMINUIÇÃO NAS CLASSES GRANULOMÉTRICAS DO LOTE 2, FRAÇÃO 1: A) -3,35 +1,70 MM, B) -1,70 +0,850 MM C) -0,850 +0,425 MM E D) -0,425 MM.	37
FIGURA 25: OBSERVAÇÃO DO RESULTADO DA COMINUIÇÃO NAS CLASSES GRANULOMÉTRICAS DO LOTE 2, FRAÇÃO 1: A) -3,35 +1,70 MM, B) -1,70 +0,850 MM C) -0,850 +0,425 MM E D) -0,425 MM.	38
FIGURA 26: CONCENTRAÇÃO DE OURO, NAS DIFERENTES CLASSES GRANULOMÉTRICAS E TOTAL (PLACAS) DO LOTE I.	39

FIGURA 27: CONCENTRAÇÃO DE COBRE, NAS DIFERENTES CLASSES GRANULOMÉTRICAS E TOTAL (PLACAS) DO LOTE 1.	40
FIGURA 28: CONCENTRAÇÃO DE OURO, NAS DIFERENTES CLASSES GRANULOMÉTRICAS E TOTAL (PLACAS) DO LOTE 2.	40
FIGURA 29: CONCENTRAÇÃO DE COBRE, NAS DIFERENTES CLASSES GRANULOMÉTRICAS E TOTAL (PLACAS) DO LOTE 2.	41
FIGURA 30: QUANTIDADE DE METAIS FERROMAGNÉTICOS SEPARADOS PARA AS DIFERENTES CLASSES GRANULOMÉTRICAS DAS FRAÇÕES 1 E 2 DO LOTE 1.....	42
FIGURA 31: QUANTIDADE DE METAIS FERROMAGNÉTICOS SEPARADOS PARA AS DIFERENTES CLASSES GRANULOMÉTRICAS DAS FRAÇÕES 1 E 2 DO LOTE 2.....	43
FIGURA 32: CONCENTRADOS OBTIDOS PARA AS CLASSES GRANULOMÉTRICAS EM ESTUDO. DA ESQUERDA PARA A DIREITA: -3,35 +1,70 MM, -1,70 +0,850 MM E -0,850 + 0,425.....	45
FIGURA 33: SUBMERSÃO DAS PARTÍCULAS DENSAS DEVIDO À TURBULÊNCIA GERADA PELOS CHUVEIROS DA ÁGUA DE LAVAGEM E IMERSÃO E DESCARGA DAS PARTÍCULAS LEVES.	47
FIGURA 34: OBSERVAÇÃO DO RESULTADO DA SEPARAÇÃO HIDROGRAVÍTICA PARA A CLASSE GRANULOMÉTRICA -1,70 +0,850 MM, FRAÇÃO 1, LOTE 1: A) CONCENTRADO; B) MISTO; C) ESTÉRIL.	49
FIGURA 35: OBSERVAÇÃO DO RESULTADO DA SEPARAÇÃO HIDROGRAVÍTICA PARA A CLASSE GRANULOMÉTRICA -1,70 +0,850 MM, FRAÇÃO 2, LOTE 1: A) CONCENTRADO; B) MISTO; C) ESTÉRIL.	50
FIGURA 36: OBSERVAÇÃO DO RESULTADO DA SEPARAÇÃO HIDROGRAVÍTICA PARA A CLASSE GRANULOMÉTRICA -0,850 +0,425 MM, FRAÇÃO 1, LOTE 1: A) CONCENTRADO; B) ESTÉRIL...	51
FIGURA 37: OBSERVAÇÃO DO RESULTADO DA SEPARAÇÃO HIDROGRAVÍTICA PARA A CLASSE GRANULOMÉTRICA -0,850 +0,425 MM, FRAÇÃO 2, LOTE 1: A) CONCENTRADO; B) ESTÉRIL...	52
FIGURA 38: OBSERVAÇÃO DO RESULTADO DA SEPARAÇÃO HIDROGRAVÍTICA PARA A CLASSE GRANULOMÉTRICA -1,70 +0,850 MM, FRAÇÃO 1, LOTE 2: A) CONCENTRADO; B) ESTÉRIL....	53
FIGURA 39: OBSERVAÇÃO DO RESULTADO DA SEPARAÇÃO HIDROGRAVÍTICA PARA A CLASSE GRANULOMÉTRICA -1,70 +0,850 MM, FRAÇÃO 2, LOTE 2: A) CONCENTRADO; B) ESTÉRIL....	54
FIGURA 40: OBSERVAÇÃO DO RESULTADO DA SEPARAÇÃO HIDROGRAVÍTICA PARA A CLASSE GRANULOMÉTRICA -0,850 +0,425 MM, FRAÇÃO 1, LOTE 2: A) CONCENTRADO; B) ESTÉRIL...	55
FIGURA 41: OBSERVAÇÃO DO RESULTADO DA SEPARAÇÃO HIDROGRAVÍTICA PARA A CLASSE GRANULOMÉTRICA -0,850 +0,425 MM, FRAÇÃO 2, LOTE 2: A) CONCENTRADO; B) ESTÉRIL...	56
FIGURA 42: CONCENTRAÇÃO DE OURO NAS CLASSES GRANULOMÉTRICAS EM ESTUDO DA FRAÇÃO 1 DO LOTE 1, APÓS A CLASSIFICAÇÃO GRANULOMÉTRICA E APÓS A SEPARAÇÃO MAGNÉTICA E HIDROGRAVÍTICA.....	57
FIGURA 43: CONCENTRAÇÃO DE OURO NAS CLASSES GRANULOMÉTRICAS EM ESTUDO DA FRAÇÃO 2 DO LOTE 1, APÓS A CLASSIFICAÇÃO GRANULOMÉTRICA E APÓS A SEPARAÇÃO MAGNÉTICA E HIDROGRAVÍTICA.....	57
FIGURA 44: CONCENTRAÇÃO DE COBRE NAS CLASSES GRANULOMÉTRICAS EM ESTUDO DA FRAÇÃO 1 DO LOTE 1, APÓS A CLASSIFICAÇÃO GRANULOMÉTRICA E APÓS A SEPARAÇÃO MAGNÉTICA E HIDROGRAVÍTICA.....	58
FIGURA 45: CONCENTRAÇÃO DE COBRE NAS CLASSES GRANULOMÉTRICAS EM ESTUDO DA FRAÇÃO 2 DO LOTE 1, APÓS A CLASSIFICAÇÃO GRANULOMÉTRICA E APÓS A SEPARAÇÃO MAGNÉTICA E HIDROGRAVÍTICA.....	59
FIGURA 46: CONCENTRAÇÃO DE OURO NAS CLASSES GRANULOMÉTRICAS EM ESTUDO DA FRAÇÃO 1 DO LOTE 2, APÓS A CLASSIFICAÇÃO GRANULOMÉTRICA E APÓS A SEPARAÇÃO MAGNÉTICA E HIDROGRAVÍTICA.....	60

FIGURA 47: CONCENTRAÇÃO DE OURO NAS CLASSES GRANULOMÉTRICAS EM ESTUDO DA FRAÇÃO 2 DO LOTE 2, APÓS A CLASSIFICAÇÃO GRANULOMÉTRICA E APÓS A SEPARAÇÃO MAGNÉTICA E HIDROGRAVÍTICA.....	60
FIGURA 48: QUANTIDADES DE COBRE NAS CLASSES GRANULOMÉTRICAS EM ESTUDO DA FRAÇÃO 1 DO LOTE 2, APÓS A CLASSIFICAÇÃO GRANULOMÉTRICA E APÓS A SEPARAÇÃO MAGNÉTICA E HIDROGRAVÍTICA.....	61
FIGURA 49: QUANTIDADES DE COBRE NAS CLASSES GRANULOMÉTRICAS EM ESTUDO DA FRAÇÃO 2 DO LOTE 2, APÓS A CLASSIFICAÇÃO GRANULOMÉTRICA E APÓS A SEPARAÇÃO HIDROGRAVÍTICA.....	61
FIGURA 50: FLUXOGRAMA DO PROCESSO DESENVOLVIDO.	66

NOTAÇÃO E GLOSSÁRIO

α	Ângulo de inclinação do tabuleiro	(°)
[Au]	Concentração de ouro	mg/L
[Au] _{corr.}	Concentração de ouro corrigida	mg/g _{amostra}
[Au] _{média}	Concentração de ouro média	mg/g _{amostra}
[Cu]	Concentração de cobre	mg/L
[Cu](%m/m)	Percentagem massa/massa para o cobre	
[Cu] _{corr.}	Concentração de cobre corrigida	mg/g _{amostra}
[Cu] _{média}	Concentração de cobre média	mg/g _{amostra}
Abs	Absorvância	
Abs _{corr.}	Absorvância corrigida	
Amp. Vibração	Amplitude de vibração	
ASTM	American Society for Testing and Materials	
DMSO	Dimetilsulfóxido	
EEE	Equipamentos elétricos e eletrônicos	
e _{relativo}	Erro relativo	%
h _{maior}	Altura maior	cm
h _{menor}	Altura menor	cm
i	Ensaio realizado	
m _{amostra}	Massa de amostra	kg
m _{amostra total}	Massa total de amostra	kg
m _{Au média}	Massa de ouro média	mg
m _{classe}	Massa da classe	kg
m _{classe final}	Massa final da classe	kg
m _{classe inicial}	Massa inicial da classe	kg
m _{classificada total}	Massa total classificada	kg
m _{classificado}	Massa de classificado	kg
m _{classificado total}	Massa de classificado total	kg
m _{cominuição}	Massa após cominuição	kg
m _{conc.}	Massa do concentrado	kg
m _{corte}	Massa após a etapa de corte	kg
m _{Cu média}	Massa de cobre média	mg
m _{est.}	Massa de estêreis	kg
m _{fração}	Massa da fração	kg
m _{lote}	Massa do lote	kg
m _{mag}	Massa de elementos ferromagnéticos	kg
m _{mag. total}	Massa total de elementos ferromagnéticos	kg
m _{mist.}	Massa de mistos	kg
m _{n-mag}	Massa de elementos não ferromagnéticos	kg
M _{n-mag. total}	Massa total de elementos não ferromagnéticos	kg
m _{placa/conector}	Massa placa/conector	kg
m _{removidos}	Massa de removidos	kg
m _{total}	Massa total	kg
m _{Total}	Massa inicial de material a separar	kg
n	Número de medições realizadas	

N° pass.	Número de passagens	
PCI	Placas de circuito impresso	
Perdas	Massa perdida devido à operação de separação	kg
PHA	Processo de hierarquia analítica	
Q_i	Caudal de água para o ensaio i	l/min
$Q_{\text{médio}}$	Valor médio dos caudais para o ensaio i	l/min
R.P.O.	Rendimento ponderal de operação	
RAM	Random Access Memory	
Rec. Au_{total}	Recuperação de ouro total	(%)
Rec. Au_{classe}	Recuperação de ouro na classe	(%)
Rec. Cu_{total}	Recuperação de cobre total	(%)
Rec. Cu_{classe}	Recuperação de cobre na classe	(%)
REEE	Resíduos dos equipamentos elétricos e eletrónicos	
$t_{\text{agitação}}$	Tempo de agitação	min
Teor Au_{classe}	Teor de ouro na classe	(%)
Teor Au_{placas}	Teor de ouro nas placas	(%)
Teor Cu_{classe}	Teor de cobre na classe	(%)
Teor Cu_{placas}	Teor de cobre nas placas	(%)
t_i	Tempo de enchimento para o ensaio i	s
UE	União Europeia	
V_i	Volume de água para o ensaio i	ml

I CONTEXTUALIZAÇÃO

O aumento da população e da sua qualidade de vida conduziu a um aumento da produção de equipamentos elétricos e eletrônicos (EEE) nas últimas décadas, originando, por conseguinte, um agravamento da quantidade de resíduos de equipamentos elétricos e eletrônicos (REEE), tornando assim essencial o seu correto encaminhamento [1]. Na União Europeia (EU) são gerados por ano cerca de 8 Mt de REEE, aumentando anualmente 3 a 5 %; mundialmente, este valor cresce para 20 – 50 Mt [2,3].

A valorização de materiais em fim de vida, nomeadamente para utilização como matéria-prima secundária num novo produto, apresenta-se vital para reduzir a quantidade de resíduos enviados para aterro, potenciando a diminuição dos impactes no ambiente, abrindo caminho para o desenvolvimento de uma sociedade mais sustentável [4].

As placas de circuito impresso (PCI) surgem como um dos materiais mais comuns neste tipo de resíduos, presentes em computadores e periféricos, eletrodomésticos, entre outros. Estas apresentam-se particularmente ricas em cobre e metais preciosos, bem como, em substâncias tóxicas como compostos clorados e bromados [2,5]. A necessidade de uma condução eficaz da corrente elétrica conferiu aos metais presentes nas PCI graus de pureza 10 a 20 vezes superiores aos encontrados na natureza, tornando a sua valorização, através de reciclagem, vantajosa ambiental e economicamente. No entanto, a sua composição heterogênea torna o seu tratamento difícil [2,3,6].

A redução dos danos ambientais adjacentes e o possível retorno financeiro têm potenciado o crescimento do mercado da reciclagem de metais de PCI, com benefícios a estenderem-se desde economia de matérias-primas, água e energia, até à diminuição da poluição, dos resíduos e de áreas degradadas pelas extrações destes minérios [7,8].

As PCI classificam-se segundo a sua forma em: a) face simples, placas cujos componentes estão apenas ligados a uma das superfícies da placa; b) face dupla, placas com ligações nas duas superfícies; c) multicamadas, que consistem na sobreposição de diversas camadas condutoras, como se apresenta esquematizado na **Figura I** [1,9].

Estas possuem três constituintes básicos: o substrato isolante ou laminado, os circuitos condutores (interiores ou exteriores, em relação ao laminado) e os componentes eletrônicos tais como processadores, resistências, condensadores, entre outros [1].

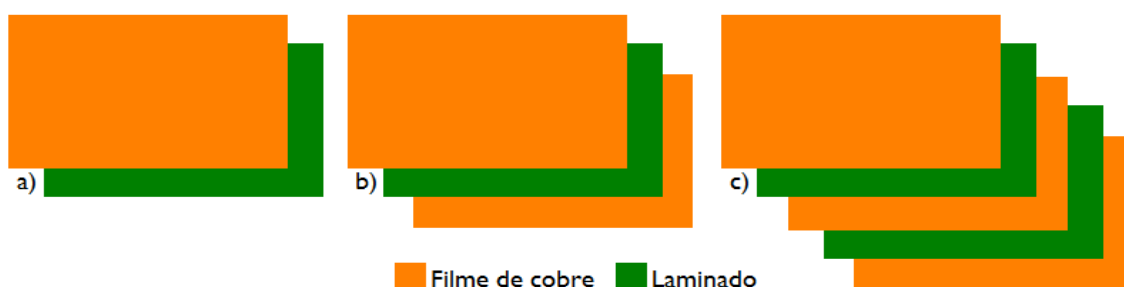


Figura I: Representação esquemática da classificação das placas de circuito impresso [9].

Os laminados são constituídos por um compósito de resina epóxi reforçado com fibra de vidro, ou por uma resina fenólica reforçada com papel, tendo ambos um aditivo com propriedades ignífugas (retardador de chama), à base de bromo ou cloro [1,9].

Os circuitos condutores, à superfície ou embutidos no laminado, são constituídos essencialmente por cobre, enquanto os componentes eletrónicos, consoante a sua função podem ser constituídos por diferentes materiais [1,2].

Os constituintes de uma PCI podem ser divididos em materiais orgânicos – 30 a 36 % – cerâmicos – 19 a 30 % – e metálicos – 40 a 45 % – tornando estas peças bastante complexas e problemáticas, desafiando os processos e técnicas de tratamento [4,10].

O material orgânico é composto principalmente por papel e plásticos – polímeros halogenados, *nylon* e poliuretano - contendo os retardadores de chama. O material cerâmico é essencialmente constituído por sílica e alumina, podendo conter mica e titanato de bário [1,2,9].

Os metais ocupam a maior fração, sendo uma PCI tipicamente constituída por mais de 20 tipos diferentes de metais, dividindo-se em metais base como o cobre, o ferro, o níquel e o estanho; metais preciosos como o ouro e a prata e em metais pesados, como o chumbo, e o zinco [1,2,11].

A composição química distingue também as PCI entre si, empregando-se o teor em metais nobres, nomeadamente em ouro, para tal, designando-se por placa “rica” aquela que tem uma concentração de ouro ≥ 200 g/t (0,02%) [1,4].

Na **Figura 2** apresenta-se uma compilação dos valores em percentagem mássica de alguns metais, obtidos experimentalmente por vários autores.

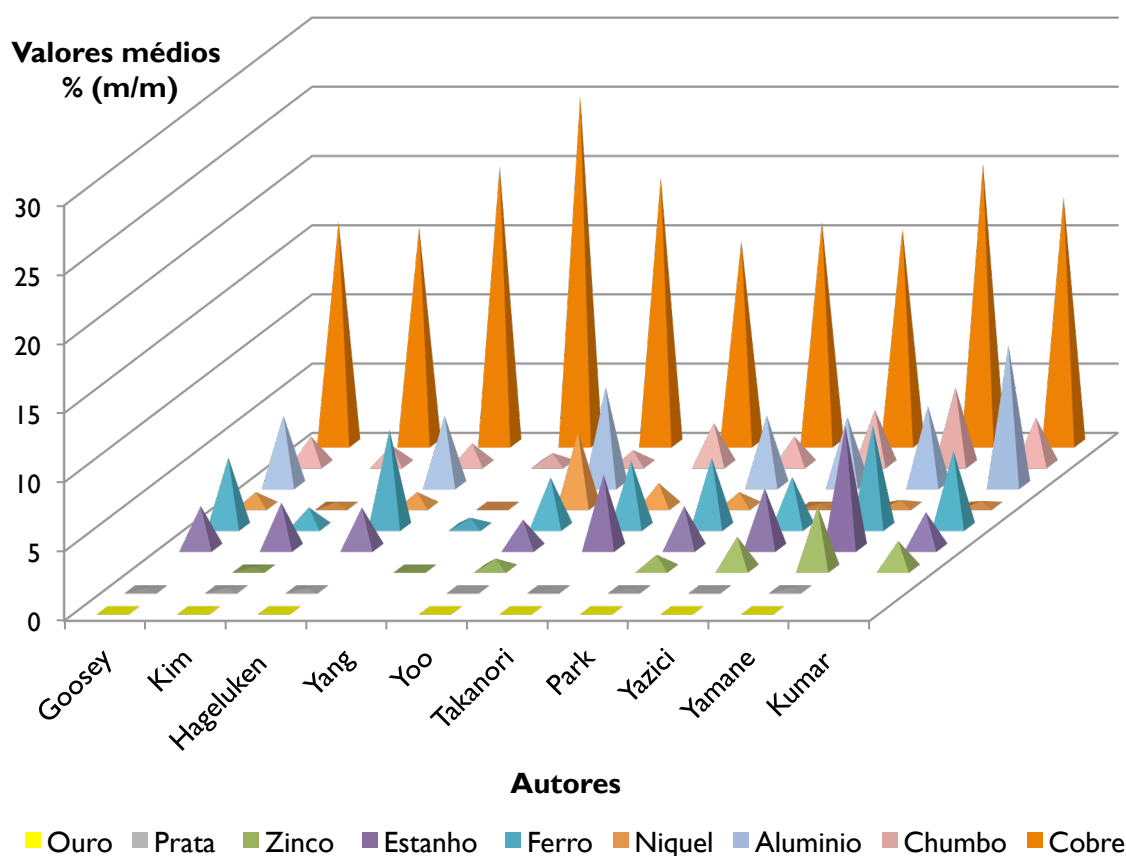


Figura 2: Quantidades médias dos metais mais comuns presentes em PCI, obtidas por diversos autores [12–20].

Entre os metais existentes, o cobre e o ouro são dos metais com mais interesse para recuperação do ponto de vista ambiental e económico, visto uma PCI poder conter cerca de 20 % (m/m) cobre e 250 g/t de ouro, valores muito elevados quando comparados com os minérios de ouro, com teores entre 1-10 g/t, e os minérios de cobre, com teores entre 0,5 – 1 % (m/m) [14].

Na **Tabela I** é possível observar a composição média dos metais existentes nas PCI, calculado com base nos valores apresentados nos estudos na **Figura 2**, assim como o respetivo valor no mercado para o mês de Dezembro de 2013.

Tabela I: Metais presentes numa PCI [12–20] e respetivo valor de mercado [21–24].

Metais	Composição (kg/t)	Valor de mercado (€/kg)
Alumínio	59,43	1,32
Chumbo	25,97	1,65
Cobre	179,81	5,37
Estanho	40,43	16,6
Ferro	41,68	0,10
Níquel	11,73	10,29
Ouro	0,24	28 379,10
Prata	0,91	450,48
Zinco	16,09	1,52

O valor económico dos metais preciosos existentes nas PCI é, de facto, uma das forças motrizes para o desenvolvimento de um sistema de valorização e recuperação destes REEE [4,14].

No entanto, alguns dos componentes presentes nas PCI apresentam uma elevada toxicidade (p.e: chumbo, mercúrio, bromo), podendo causar danos irreversíveis para o ambiente e para o corpo humano. Por forma a minimizar tais impactos, a UE através da Diretiva 2002/95/CE, espera restringir o seu uso [2,5,25].

Um dos casos mais comuns talvez seja a utilização de chumbo nas ligas de soldadura, cuja libertação pode resultar na sua acumulação no meio ambiente e consequentemente na cadeia alimentar; contudo, a entrada em vigor da diretiva mencionada acima, veio alterar a composição das ligas de soldadura, sendo esta atualmente, constituídas por estanho, prata e cobre. No entanto, ainda existem muitas placas com quantidades de materiais tóxicos acima do permitido a circular, quer como produto, quer como resíduo [2,4]. No âmbito do *ecodesign*, as novas PCI podem apresentar soldas e laminados livres de chumbo e bromo, respetivamente [26].

A valorização das PCI torna-as num recurso secundário, podendo permitir a recuperação, reutilização e reciclagem de metais e não-metais nelas contidas, contribuindo-se assim para a redução de custos associados à obtenção destes recursos e à diminuição do impacto destes resíduos no ambiente [4][5].

2 INTRODUÇÃO

2.1 Tecnologias de Valorização de Resíduos de Placas de Circuito Impresso

Desde o final dos anos 60 que se estudam várias formas de valorizar este tipo de resíduo eletrônico. Como consequência, múltiplas tecnologias e processos foram desenvolvidos, visando uma gestão ambientalmente responsável, potenciada pelos elevados danos ambientais adjacentes a este resíduo, mas também pela conservação de recursos naturais não renováveis inerentes a uma reciclagem ou outra forma de valorização eficaz [1].

Atualmente, para realizar a valorização deste tipo de resíduos, e focando a recuperação de metais, utilizam-se fundamentalmente tecnologias associadas às áreas da metalurgia como a pirometalurgia, hidrometalurgia e biometalurgia, assim como processos mecânicos/físicos, quer individualmente, quer conjuntamente [1,27].

De seguida serão descritos brevemente os principais processos utilizados para recuperação de metais de resíduos de PCI.

2.1.1 Processos Pirometalúrgicos

Os processos pirometalúrgicos incluem a incineração, fusão, pirólise, sinterização e reações em fase gasosa a altas temperaturas [6,27].

Um processo pirometalúrgico, de recuperação de metais de resíduos de PCI, divide-se em várias fases, desde a secagem da matéria-prima até à refinação do produto final, recorrendo a elevadas temperaturas para queimar os resíduos previamente triturados, volatilizando os materiais poliméricos e obtendo escórias ricas em metais, posteriormente refinadas [6,27].

A utilização destes processos origina elevados consumos energéticos, assim como a possível emissão de compostos tóxicos, como dioxinas, furanos, poluentes orgânicos polibromados e hidrocarbonetos aromáticos policíclicos, nomeadamente devido à presença de retardadores de chama nestes resíduos [27,28].

Em 2006, Hagelucken [14] publicou um estudo com o objetivo de aumentar a recuperação de metais e a eco-eficiência na reciclagem de resíduos eletrónicos, defendendo a pirometalurgia, visto as tecnologias de fundição atuais permitirem recuperar uma larga variedade de outros elementos, para além do cobre e metais preciosos, assim como isolar com segurança os compostos tóxicos existentes.

Em 2010, Long, et al. [29] publicaram o estudo de um processo de pirólise a vácuo e processamento mecânico, de baixo impacto para o ambiente. Neste estudo, os resíduos de PCI foram pirolisados sob vácuo, num reator de leito fixo, ocorrendo a decomposição da matéria orgânica, originando uma fração gasosa e líquida de elevado potencial energético; a matéria inorgânica ficou concentrada na fração sólida. Esta foi submetida a tratamento mecânico de moagem, classificação e separação por gravidade por forma a recuperar o cobre existente, obtendo-se um lote de material com um teor de 99,5 % e uma recuperação de 99,9 %.

Apesar dos processos térmicos poderem permitir a recuperação dos metais e ainda a valorização energética, destes resultam habitualmente emissões gasosas nefastas, assim como uma perda de metais devido, por exemplo, à volatilização dos seus cloretos e um aumento da quantidade de escória com menor valor, mais pobre em metais, devido aos constituintes cerâmicos existentes nas PCI [6].

2.1.2 Processos Hidrometalúrgicos

Os processos hidrometalúrgicos utilizam a capacidade de solubilização dos metais, presentes nas PCI, em meio aquoso, por um processo de lixiviação, usando ácidos e bases fortes, à qual se seguem etapas de separação: filtração, extração por solventes e precipitação, para recuperar os metais dissolvidos [1,27]. Neste caso, aplicam-se também previamente processos físicos de preparação dos resíduos, nomeadamente trituração, podendo-se também usar processos químicos, para preparação dos resíduos para o processo de extração hidrometalúrgico [30].

Comparativamente com os processos mencionados anteriormente, estes requerem quantidades muito menores de energia e apresentam-se mais previsíveis, precisos e fáceis de controlar [28,30–32]. Contudo, tal como nos processos pirometalúrgicos, há geração de resíduos tóxicos, neste caso, efluentes ácidos e alcalinos provenientes das soluções lixiviantes [28,31].

Zhang *et al.*, em 2012 [30], publicaram um estudo comparando diferentes soluções lixiviantes: cianeto, tiouréia, tiosulfato e halogenetos. Recorrendo à metodologia de hierarquia analítica (*analytic hierarchy process* - AHP) e considerando as categorias de viabilidade económica, impacto ambiental e nível de investigação, os autores concluíram que apesar de economicamente mais viável a lixiviação com cianeto, devido à sua elevada toxicidade tende a ser substituída por métodos menos tóxicos e mais benéficos ambientalmente, nomeadamente a lixiviação com recurso a tiouréia ou a halogenetos, cujo contínuo estudo e desenvolvimento poderá torná-los economicamente viáveis no futuro.

No ano seguinte, Zhu *et al.* [31], conscientes dos efluentes tóxicos resultantes da utilização de soluções lixiviantes aplicadas nos processos hidrometalúrgicos, publicaram um trabalho com uma abordagem diferente. Esta incluiu a dissolução da resina epóxi dos resíduos de PCI recorrendo a um solvente aprótico e polar, o dimetilsulfóxido (DMSO), utilizando uma razão sólido-líquido de 1:7. Os resíduos de PCI foram expostos a este solvente durante 60 min à temperatura de 145 °C, conseguindo-se assim dissolver a resina epóxi sem interagir com os metais existentes e posteriormente regenerar o solvente.

Os requerimentos essenciais para a aplicação destes processos passam pelo processamento mecânico, visando este a redução de volume, assim como a exposição dos metais às soluções lixiviantes aumentando a eficácia destas [6,30,31].

2.1.3 Processos Eletrometalúrgicos

Os processos metalúrgicos que recorrem à eletrólise, como princípio básico para a obtenção e refinação de metais, denominam-se por processos eletrometalúrgicos. Estes exploram as reações de oxirredução não espontâneas que ocorrem através de eletrólitos aquosos ou sais fundidos [6,33]. Estes processos têm a vantagem de não apresentarem consumos extremamente elevados de energia, como os pirometalúrgicos, ou produzirem uma grande quantidade de efluentes, como os hidrometalúrgicos. Contudo, como os metais necessitam de ser solubilizados, as operações de lixiviação estarão sempre presentes e com elas a produção de efluentes líquidos [6,33,34].

A obtenção de metais provenientes de resíduos de PCI pode ser realizada de duas formas: electro - refinação e electro - extração. O primeiro método é empregue quando o ião metálico que se pretende recuperar se encontra no estado metálico misturado com outros elementos - ânodo «impuro» - enquanto o segundo se utiliza quando o eletrólito contém o ião metálico que se pretende obter [6,34].

2.1.4 Processos Biometalúrgicos

A área mais recente da metalurgia, comparativamente com as abordadas anteriormente, a biometalurgia recorre às interações entre microrganismos e minerais, para a recuperação de metais valiosos.

A combinação do metabolismo dos microrganismos com as transformações químicas dos minerais originou aplicações simples e eficientes, relativamente aos processos físicos e químicos já existentes e utilizados no tratamento de metais [35].

Yang et al. em 2009 [16], publicaram o seu estudo sobre os fatores que influenciam a biolixiviação do cobre existente em resíduos de PCI pela bactéria *Acidithiobacillus ferrooxidans*. A mesma foi cultivada entre 3 a 4 dias, por forma a desenvolver uma concentração de ferro (Fe^{3+}) forte o suficiente para oxidar o cobre metálico a Cu^{2+} e assim solubilizá-lo. A análise dos resultados obtidos demonstrou que este processo é fortemente influenciado pela concentração de ferro, pelo pH, assim como pela quantidade da cultura adicionada. Elevadas taxas de lixiviação foram atingidas para concentrações de Fe^{3+} de 6,66 g/L, com adição de 100 % V/V de culturas de arranque, relativamente à quantidade de meio usado e um pH de 1,5 levando-os a concluir que a biolixiviação do cobre existente nos resíduos PCI, utilizando *Acidithiobacillus ferrooxidans* é viável.

Um ano após a publicação do anterior estudo, Xiang et al. [36] publicaram um estudo relativo à solubilidade do cobre de resíduos de PCI, visando determinar as condições ótimas de lixiviação, utilizando um consórcio de bactérias enriquecido por uma amostra de efluente ácido proveniente de uma exploração mineira, em vez de utilizarem uma única espécie de microrganismo. Os resultados demonstraram que o metal podia ser eficientemente solubilizado através do consórcio microbiano, tendo-se alcançado uma extração de 95 % de cobre após 5 dias nas condições de $\text{pH}=1,5$, $[\text{Fe}^{2+}] = 9 \text{ g/L}$ e $[\text{PCI}] = 20 \text{ g/L}$.

A principal vantagem da biolixiviação, relativamente aos anteriores processos, centra-se na sua simplicidade, no baixo custo e na facilidade de operação. No entanto, os longos períodos de “ataque” e a necessidade de os metais estarem expostos, apresentam-se como limitações destes processos [6].

2.1.5 Processos Físicos/Mecânicos

Os métodos previamente abordados centram-se no tratamento de resíduos de PCI com o objetivo de recuperação dos metais presentes, recorrendo a processos metalúrgicos.

O processamento físico/mecânico utiliza operações unitárias de tratamento de minérios como meio de separar e concentrar os materiais existentes nos resíduos, tendo em conta as suas propriedades físicas, tais como o calibre, a densidade, a condutividade a permeabilidade magnética e a ductilidade [9,37].

Uma vez que o trabalho realizado teve como base a aplicação de processos físicos/mecânicos para a concentração dos metais existentes nos resíduos das PCI, passam-se a descrever, de uma forma um pouco mais detalhada, estas operações.

Estas são, geralmente, e de uma forma sequencial: desmantelamento, cominuição, classificação granulométrica, separação magnética, separação electroestática e separação gravítica [6].

A fase de desmantelamento de resíduos de equipamentos elétricos e eletrónicos é um processo físico que antecede qualquer operação de tratamento/valorização de resíduos de PCI. Esta é essencial pois permite a reutilização de alguns componentes, a remoção seletiva de componentes perigosos, bem como a seleção de componentes específicos de elevado valor (como por exemplo as PCI) [38].

No caso dos resíduos de PCI, nesta primeira fase ocorre a remoção manual de componentes tóxicos ou valiosos, facilmente removíveis (ex. pilhas, suportes metálicos, conectores de periféricos), com o intuito de otimizar as etapas posteriores de tratamento [1].

De seguida, a cominuição traduz-se na fragmentação mecânica das PCI, com ou sem componentes eletrônicos na superfície. A redução de calibre, a par das diferentes ductilidades dos componentes poliméricos, cerâmicos e metálicos das PCI, promove a libertação destes últimos. Logo, a eficácia dos processos físicos de separação das diferentes fases está profundamente dependente desta etapa [2,19,39].

Em função dos calibres produzidos, a cominuição pode ser subdividida: britagem, redução do resíduo a granulometrias superiores a 1 mm, e moagem, redução do resíduo a granulometrias inferiores a 1 mm [27].

Os equipamentos de fragmentação habitualmente utilizados na redução de tamanho das PCI são os moinhos, que podem ser de martelos, facas, ou bolas, pois os britadores de maxilas ou cones, dada a sua geometria, têm fraco desempenho para esta atividade [19,40,41].

Após a trituração, os fragmentos gerados deverão ser classificados granulometricamente. Para tal, são utilizadas séries de crivos, com malhas de razão conhecida [20].

Finalizadas estas etapas, que como vimos têm por objetivo preparar o material para os ensaios de separação, concentração por teor em metal, iniciam-se as operações de enriquecimento: concentração magnética, concentração eletrostática e concentração gravítica [2].

A concentração magnética utiliza a suscetibilidade magnética característica de alguns metais para os separar de outros. De acordo com esta propriedade, os materiais podem ser classificados como ferromagnéticos, fortemente atraídos pelo campo magnético, paramagnéticos, fracamente atraídos e diamagnéticos, repelidos pelo campo magnético [2,9,40].

Através deste tipo de separação é possível, no caso dos resíduos de PCI, obter uma fração magnética, rica em ferro e níquel e uma fração não magnética, que contém o restante material. Geralmente, este último produto, não é rejeitado, seguindo para tratamentos posteriores, por exemplo, para um separador electroestático ou gravítico [2,40].

A concentração eletrostática recorre à condutividade elétrica que alguns metais apresentam, contrariamente a outros que são isoladores. Desta forma, o resíduo de PCI é separado obtendo-se uma fração rica em metais condutores, como cobre e estanho, e uma outra constituída por materiais poliméricos e cerâmicos [2,40,42].

A densidade, à semelhança das propriedades diferenciais que referimos anteriormente, é uma propriedade característica dos materiais, por isso a sua importância na separação de materiais é reconhecida e descrita desde a antiguidade. Os diferentes métodos que utilizam a densidade como propriedade de seleção são genericamente denominados por processos gravíticos, ou hidrogravíticos, pois a água é o fluido de separação habitual [2,43,44].

A concentração gravítica permite a separação de minerais, tendo por base as suas diferentes densidades, servindo-se de processos que visam o efeito combinado da massa, do volume, e da forma das partículas minerais, para obter condições de deslocamento diferentes num fluido estático ou em movimento. As partículas são por isso sujeitas à ação combinada da gravidade e de outras forças (como a resistência à penetração ou ao movimento no meio do fluido de separação, atrito devido à viscosidade do fluido ou entre partículas sólidas) [43][44].

Nestes processos, as partículas são separadas porque apresentam diferentes velocidades de sedimentação, quando lançadas num meio fluido (ar, água).

A velocidade de sedimentação de uma partícula vai depender simultaneamente da sua densidade e calibre, por isso duas partículas de densidades diferentes, podem ser equivalentes, desde que a de menor densidade tenha um maior calibre [37,43,44].

Os processos de concentração gravítica podem ser divididos: separação hidrogravítica - jigas e mesas; separação por líquidos densos (normalmente, só utilizados em ensaios laboratoriais), centrifugação e aeroclassificação. Estes processos permitem separar componentes metálicos e não metálicos [6,19,27,37,39].

No trabalho realizado estudou-se a aplicação da mesa oscilante como operação de concentração dos metais presentes nos resíduos de PCI.

Esta consiste num tabuleiro, de forma retangular, em posição horizontal, apoiada em guias flexíveis que lhe permitem tomar um movimento oscilatório no seu próprio plano e mais ou menos paralelo ao seu eixo maior. A superfície do tabuleiro é de inclinação ajustável e sobre ela corre uma delgada camada de água, como é possível ver na **Figura 3** [43,44].

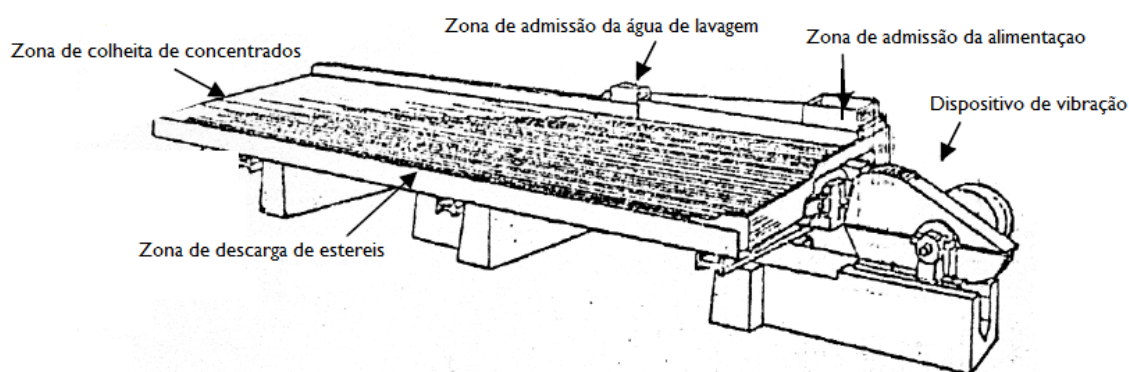


Figura 3: Esquema de uma mesa oscilante [43].

A superfície do tabuleiro é constituída por um material de elevado coeficiente de atrito, normalmente borracha ou plástico, e é em quase toda a sua extensão coberta por ressaltos, denominados *riffles*, orientados paralelamente à direção do movimento e cuja espessura vai diminuindo desde a zona da alimentação até desaparecerem do lado oposto, uma parte do qual é deixado liso [44,45].

Na parte superior do tabuleiro, um tubo perfurado promove a distribuição de uma toalha contínua de água, normalmente denominada de água de lavagem, enquanto a alimentação do material é realizada no canto deste. A descarga dos produtos separados tem lugar ao longo dos lados opostos aos da alimentação [43,44].

O movimento oscilante assimétrico, a par da contínua toalha de água que recobre o tabuleiro inclinado, promovem condições para que atrás de cada *riffle* se criem pequenos turbilhões que expandem o leito formado pelas partículas, permitindo a sua classificação vertical, em termos de tamanho, e de densidade [43,44].

Assim, entre os *riffles* vão ser formados leitos plurigranulares constituídos por partículas de densidade decrescente, da superfície de apoio para o topo e por um arranjo dos grãos de igual densidade de cada estrato segundo calibres crescentes a partir da base. Esta disposição resulta da maior ou menor resistência das partículas à penetração num leito fluidizado, neste caso constituído por partículas e água [43,44].

Ao mesmo tempo, sob ação do movimento assimétrico, os grãos dos estratos inferiores vão sendo encaminhados longitudinalmente para a zona de descarga e ficando os superiores sujeitos à ação transversal da corrente de água de lavagem.

A variação longitudinal da altura dos *riffles* coloca progressivamente as partículas finas e pesadas em contato com a película de água de lavagem que passa sobre os mesmos [43,45].

Estas ações resultam numa disposição das partículas de igual composição granulométrica e de densidade, diagonalmente sobre a superfície do tabuleiro, com a concentração final a ocorrer na zona lisa do tabuleiro [44,45].

Os calibres típicos de trabalho deste equipamento encontram-se compreendidos entre os 0,04 – 4 mm, sendo a sua eficiência inversamente proporcional ao calibre. A sua baixa capacidade, entre 500 kg/h a 2 t/h, constitui a sua principal limitação [43,44].

Materiais constituídos por partículas de maior calibre requerem tabuleiros longos e estreitos, ao passo que para partículas finas empregam-se mesas mais curtas e largas. Tal deve-se à componente de deslocamento horizontal ser proporcionalmente maior que a de arrastamento transversal [43,44].

Os parâmetros operacionais que condicionam uma mesa oscilante são: a sua inclinação, o caudal de água de lavagem, a frequência e curso do movimento oscilatório, as características dos *riffles* e restante superfície do tabuleiro. Assim sendo, um aumento na inclinação do tabuleiro, ou no caudal de água, traduz-se num aumento da quantidade de material que sai na zona de estéreis, consequentemente, quer os concentrados, quer os estéreis são mais ricos [43,44].

Esta tecnologia é já desde há várias décadas utilizada para a concentração gravítica de minerais densos e carvões, este estudo pretende analisar a sua aplicabilidade no processamento resíduos de PCI.

Contudo, é consensual a obrigatoriedade da utilização de processos físicos/mecânicos, tanto na preparação dos resíduos para posterior refinação, como pré-tratamento, na obtenção de um conjunto de materiais segregados (concentrados) que apresentam um valor económico muito superior ao que lhe deu origem.

Porém, estes processos dificilmente permitem a recuperação dos metais isolados, com elevada eficiência pois a sua libertação muito dificilmente será possível, tendo em conta, entre outros fatores o tipo de equipamento disponível para a operação de cominuição [9].

3 ESTADO DA ARTE

O trabalho desenvolvido centrou-se na utilização dos processos físicos/mecânicos para a recuperação de metais presentes em resíduos de PCI. Neste capítulo serão revistos vários estudos científicos que aplicam tecnologias desta área, quer como metodologia única, quer como pré-tratamento, para posterior etapa de refinação.

Em 2001, foi publicado por Veit ^[46], um estudo de recuperação de metais existentes em PCI, provenientes de computadores pessoais defeituosos ou obsoletos. Neste, foi realizada a cominuição das placas, reduzindo-as a tamanhos inferiores a 1 mm, e posterior classificação granulométrica, para a obtenção de 3 classes diferentes – F1: -0,25 mm; F2: -0,5 +0,25mm; F3: -1,0 +0,5 mm. Cada lote foi posteriormente separado recorrendo à utilização de líquidos densos, neste caso uma solução de tetrabromoetano ($\rho = 2\,960\text{ kg/m}^3$), diluída em acetona na razão de 1:0,27 (V/V), com uma densidade final $2\,500\text{ kg/m}^3$. A separação do material de cada classe foi conseguida após 2 horas, obtendo como resultado 2 frações: uma pesada, rica em metais, que se afundou (densidade superior à do meio) e uma leve, constituída por plásticos e cerâmicos, que se manteve na superfície. Com esta metodologia, verificaram que nas etapas de cominuição e classificação granulométrica foi possível concentrar aproximadamente 35 % dos metais presentes nas placas. A separação com líquidos densos permitiu obter, na fração pesada, uma concentração aproximada de 80 % de metais, com o cobre a representar 65 %. Com base nos valores obtidos, foi possível concluir que para cada 100 kg de PCI era possível obter 16,4 kg de metal, sendo 8,3 kg cobre.

Em 2005, Veit *et al* ^[40], estudaram a aplicabilidade das vias magnéticas e electroestáticas para a recuperação de metais a partir de resíduos PCI provenientes de computadores pessoais utilizando processos físicos para preparar o material para refinação. Este estudo seguiu uma linha similar ao anterior, triturando e classificando granulometricamente o material em estudo e obtendo frações de gamas similares às anteriores F1, F2 e F3 que foram posteriormente sujeitas aos processos de separação magnética e electroestática. A separação magnética, via seca, foi realizada através de um campo magnético (6000 – 6500 G). No final desta etapa, a fração magnética obtida era constituída, em média, por 43 % de ferro e 15,2 % de níquel. A fração não magnética que continha os restantes metais, polímeros e materiais cerâmicos, foi posteriormente sujeita a separação electroestática. Nesta, os materiais foram separados, obtendo-se em média, 50 % de cobre, 25 % estanho e 7 % de chumbo. Analisando o desempenho dos processos para as diferentes classes granulométricas, verificaram que a maior obtenção de metal ocorreu na F3: -1,0 +0,5 mm, pois as propriedades mecânicas dos metais, que são habitualmente dúcteis, torna a sua trituração mais difícil que a dos materiais poliméricos ou cerâmicos, que têm propriedades frágeis.

Em 2006, Veit *et al* ^[47], publicaram um novo estudo no mesmo âmbito, introduzindo um novo passo, relativamente ao anterior, a electro-extração. Tal como anteriormente, o material foi fragmentado e classificado. Posteriormente, todas foram sujeitas a separação magnética e electroestática. A etapa de electro-extração foi realizada somente na fração de maior granulometria, F3, devido à elevada presença de metal. Para tal, utilizaram-se duas soluções: uma de ácido sulfúrico 20 % e uma de água-régia 20 % para solubilizar os metais. A célula eletrolítica utilizada consistia numa placa de cobre, cátodo, e numa placa de platina, ânodo, que era sujeita a um potencial de 400 mV. Após o trabalho realizado, os resultados e

conclusões obtidos anteriormente foram corroborados; a electro-extração permitiu recuperar cobre com um rendimento superior a 97 %.

Em 2009, Jiang et al. [48], publicaram um estudo relativo ao desenvolvimento de um novo separador electroestático de tambor, com efeito Corona, constituído por 2 rolos dispostos em série verticalmente. As PCI, após fragmentação, ao entrarem no separador electroestático, são sujeitas a um primeiro bombardeamento iónico (efeito Corona) ficando todas as partículas com carga negativa. Contudo, ao saírem do efeito do campo, as partículas isoladoras, que saem carregadas negativamente fazem uma trajetória junto do primeiro rolo (carregado positivamente), enquanto as condutoras, de carga neutra fazem uma trajetória mais afastada do rolo. Após este estágio, as partículas que saíram “coladas” ao primeiro rolo sofrem um novo bombardeamento iónico, tendo assim uma nova oportunidade de se separarem. Desta forma, o custo e o tempo de processamento são diminuídos, enquanto se aumenta a capacidade de separação, bem como a qualidade das frações obtidas. Os resíduos de PCI foram fragmentados até ao calibre de $-0,45 + 0,30$ mm, sendo de seguida divididas em 4 amostras de 200 g. Estas foram sujeitas a variações no caudal de alimentação e na velocidade de rotação do tambor, mantendo, no entanto, constantes a intensidade do campo Corona, o ângulo e distância do eléctrodo ao rolo. Uma das amostras serviu de controlo, sendo sujeita à ação de um separador electroestático convencional. As restantes foram separadas recorrendo ao separador electroestático de dois rolos. Os resultados demonstraram uma melhoria em relação ao separador convencional, com um aumento da recuperação dos materiais condutores entre os 8,9 % e os 10,2 % e com uma diminuição do material de qualidade mediana perdido de entre os 31,7 % e os 45 %. Assim sendo, foi demonstrado que, comparativamente com o equipamento convencional, este novo protótipo permite um tratamento mais eficaz de resíduos de PCI.

No mesmo ano, Duan et al. [42], publicaram um estudo em que eram focados os problemas ambientais, gerados durante a fragmentação das placas, quando feita via seca, nomeadamente a libertação de odores e a emissão de poeiras. No seu trabalho, os autores fizeram a moagem via húmida, usando para isso um moinho de martelos, com um crivo de 2,2 mm e um caudal de água de 6 m³/h. Desta forma, no interior do moinho era criada uma polpa constituída por partículas de PCI e água, que entre outras vantagens, acelerava o transporte do material dentro do moinho, diminuindo por isso o tempo de residência das partículas e como consequência, a diminuição da produção de finos. Por outro lado, a admissão da água minimiza a libertação de poeiras resultantes do processo de fragmentação, controla a temperatura no interior do moinho, diminui o desgaste dos martelos, bem como a produção de gás por pirólise. Comparativamente com a fragmentação tradicional, esta apresenta uma maior eficiência técnica e reduz a poluição secundária. Do fragmentado obtido, 95,9 % encontrava-se abaixo de 1,0 mm. O processo de separação foi uma concentração gravítica, em leito fluidizado em campo centrífugo, utilizando para tal o concentrador *Falcon SB40*. Tal como todos os processos gravíticos, a separação entre as diferentes fases é feita com base na diferença de densidades (como referido anteriormente), num leito estratificado, mas em que a polpa entra num campo centrífugo. A polpa entra na vertical descendente sobre o centro do recipiente rotativo, cuja rotação acelera as partículas contra as paredes desse recipiente, iniciando-se um processo de estratificação. O material sólido é transportado verticalmente até ao topo do recipiente por uma componente da força centrífuga. As partículas de maior densidade fluem junto da parede do recipiente e são retidas em pequenos compartimentos que existem ao longo das secções retas do compartimento rotativo. Válvulas colocadas no interior desses compartimentos controlam a descarga desejada de material

denso. O material de baixa densidade é descarregado através do bordo superior em todo o seu perímetro. As condições de trabalho utilizadas foram: pressão da água de fluidização de 0,05 MPa, uma frequência de rotação de 30 Hz e uma densidade da polpa de alimentação de 20 g/L. Os autores conseguiram obter um concentrado com um teor metálico de 92,4 %. Esta nova técnica de fragmentação de impacto via húmida, seguida por separação com um separador em campo centrífugo, poderá evitar a poluição do meio ambiente a partir de resíduos de PCI e permitir uma valorização eficaz destes.

Em 2010, Long *et al.* [29], publicaram um estudo onde se utilizou a pirólise a vácuo e o processamento mecânico para tratamento de resíduos de PCI. Na primeira etapa, 3 kg de PCI foram cortadas e pirolisadas a vácuo, num reator de leito fixo, selado e sujeito a 20 kPa. Para criar essas condições foi utilizada uma bomba de vácuo e um forno elétrico (10 kW). A temperatura utilizada foi de 550 °C (aquecimento com uma taxa de 10 °C / min) durante 2 h. Os gases e óleos resultantes da pirólise passaram por dois condensadores permitindo assim a recolha de todos os óleos e ceras libertados durante o processo anteriormente descrito. Na segunda etapa, os resíduos obtidos anteriormente foram submetidos a um processamento mecânico, constituído por fragmentação, crivagem e classificação gravítica feita por fluxos de ar injetados na vertical e em ziguezague, com o intuito de recuperar o cobre. Nas classes granulométricas abaixo de 4 mm, o grau de libertação de cobre atingiu os 99,6 %, obtendo-se nas classes acima de 0,45 mm uma quantidade de cobre próxima dos 99 % (m/m). Aproximadamente 92 % dos componentes não-metálicos ficaram nas frações abaixo de 0,45 mm. O processo utilizado foi eficiente para a recuperação de metais existentes em resíduos de PCI.

Chao *et al.*, em 2011 [39], publicaram o seu estudo sobre o grau de libertação dos metais dos resíduos das PCI. Neste, utilizou-se um processo de fragmentação em dois estágios. Numa primeira fase, as placas cortadas em pedaços alimentaram um triturador SCPI80-2 e posteriormente todo o material entrou no moinho FZ102, sendo de seguida classificado nas seguintes classes: +1,25 mm, -1,25 +0,90 mm, -0,90 +0,60 mm, -0,60 +0,30 mm, -0,30 +0,15 mm, -0,15 +0,074 mm, -0,074 mm. O estado de libertação das partículas metálicas da matriz polimérica foi averiguado através de um microscópio metalográfico XJZ-I com câmara digital. Cada lote granulométrico foi tratado por separação gravítica pneumática, separação eletrostática e separação magnética. Os teores metálicos foram determinados por espectrometria de emissão atómica por plasma acoplado, tendo evidenciado que as partículas de metal estão completamente dissociadas da matriz de polímero a partir da classe de 0,6 mm, sendo este o principal componente nas frações entre 0,15 e 1,25 mm, confirmando o potencial da tecnologia. Neste trabalho, foi também realçado o comportamento mecânico dos materiais perante um impacto. Os metais, porque são dúcteis, são facilmente deformados e muito dificilmente quebram, concentrando-se nas granulometrias maiores, enquanto a matriz polimérica, como tem comportamento frágil, fragmenta-se facilmente concentrando-se principalmente nas classes granulométricas mais finas. Destes resultados, foi possível concluir que a separação gravítica pneumática é mais adequada para a classe granulométrica -0,90 +0,60 mm, enquanto a combinação separação eletrostática-magnética se adapta melhor às fracções maiores, entre 0,15 e 1,25 mm.

Em 2013, Kumar *et al.* [19], publicaram os resultados de um estudo de um novo processo físico, combinando a separação gravítica pneumática com a flutuação por espumas. A primeira etapa deste processo foi similar às referidas nos anteriores estudos, com o corte e trituração das PCI, seguida da sua classificação em oito classes granulométricas entre 45 µm e 1,5 mm. As partículas de granulometria inferior a 1,5 mm foram separadas pneumaticamente

em frações leve e pesada. De acordo com os autores, este equipamento promoveu uma elevada concentração de metais com perdas mínimas, especialmente nas classes granulométricas menores. Diferentes caudais de ar e taxas de alimentação foram empregues consoante as classes granulométricas em causa, variando o caudal de ar entre 3 e 25 m³/h e a taxa de alimentação entre 5 e 15 g/min. A etapa de flutuação por espumas apresentou-se como inovação para a recuperação de metais presentes em resíduos de PCI, mas, tal como flutuação de minérios, tira partido da natural hidrofobicidade dos materiais. Os ensaios foram feitos numa célula de flutuação Denver, com injeção de ar tirando partido unicamente da hidrofobicidade natural dos plásticos e da aerofobicidade dos metais. Durante o ensaio, as bolhas produzidas no fundo do vaso ascendem e chocam com as partículas da polpa, que se encontra em movimento, arrastando consigo os plásticos, criando-se assim à superfície um colchão de espumas posteriormente removido. Os metais, porque são hidrófilos, apesar de chocarem também com as bolhas de ar não são coletados, acumulando-se no fundo do vaso, criando a fração enriquecida em metal. Após análise por espectroscopia de fluorescência de raio X, os autores verificaram que o teor metálico atingia o valor máximo de 58,7 % na fração -0,85 +0,50 mm, em contrapartida, nas frações abaixo de 0,25 mm, as partículas não metálicas aumentavam até ao valor máximo de 70,5 %, atribuindo esse comportamento à diferente ductilidade dos materiais. Após a separação pneumática verificou-se o teor metálico mais elevado obtido foi de 95 % na classe granulométrica -0,85 +0,50 mm. No estudo da flutuação como processo de recuperação de metais, foi possível obter uma taxa recuperação de metais na ordem dos 75 %, com um teor em metal de 88 %. Os resultados obtidos permitiram concluir que os processos são eficazes e potenciam a redução dos custos dos processos hidrometalúrgicos subsequentes para extração/ refinação dos metais.

Ao longo da última década, diferentes tecnologias e processos têm vindo a ser adaptados/desenvolvidos para a valorização dos resíduos de PCI, mais concretamente, na recuperação dos metais embutidos na matriz polimérica destes resíduos.

Os métodos de valorização deste tipo de resíduo iniciaram-se e continuam a ter expressão na área metalúrgica, adaptando e aplicando processos e tecnologias existentes e comprovadas ao material em questão; contudo recentemente assiste-se a uma abordagem mais centrada nos métodos físicos/mecânicos, recorrendo a processos utilizados habitualmente na indústria mineira.

Ambas as áreas demonstram a necessidade de uma cominuição do resíduo, pois esta facilita o seu manuseamento e promove a libertação dos metais da matriz onde se encontram embutidos, permitindo por isso aplicação mais eficaz das diferentes tecnologias e processos de enriquecimento. A investigação desenvolvida nesta área apurou a relação entre a libertação/exposição de metais e determinadas classes granulométricas, obtidas através da cominuição, apresentando como ideais as classes granulométricas entre -1,0 +0,30 mm.

A utilização de processos físicos como tecnologia principal ou como parte de um processo combinado, visando a obtenção de um produto mais rico em metais a partir destes resíduos, potencia uma diminuição significativa dos problemas ambientais, assim como uma redução de custos associados à obtenção destes mesmos metais, nomeadamente nos processos de refinação metalúrgicos posteriormente utilizados.

Seguindo esta linha de pensamento e ação, o trabalho realizado assenta na utilização do processamento físico, com a introdução e avaliação da concentração gravítica feita numa mesa oscilante, para a valorização dos resíduos de PCI, com vista à recuperação dos metais existentes.

4 OBJETIVOS

Este trabalho foi elaborado no âmbito da unidade curricular “Dissertação” do Mestrado Integrado em Engenharia do Ambiente, com o intuito de contribuir para a implementação de soluções inovadoras no que toca ao tratamento de resíduos de placas de circuitos impressos (PCI).

O objetivo do trabalho foi avaliar um método de recuperação de metais de PCI por via física/mecânica, visando a redução dos custos dos processos atuais, através da valorização económica dos materiais, assim como a redução dos impactes ambientais a si associados.

O processo consistiu no desmantelamento das placas, seguido de uma trituração e classificação granulométrica, para posterior separação magnética e hidrogravítica.

No que diz respeito à recuperação dos metais, o trabalho focou-se no ouro e cobre existente nas diferentes frações analisadas, sendo analisada a recuperação nas diferentes frações tratadas, permitindo assim avaliar o potencial da metodologia em causa como forma de recuperação de metais de PCI.

5 ORGANIZAÇÃO DA TESE

O conteúdo fundamental de cada capítulo apresenta-se discriminado abaixo.

Contextualização:

Apresentação da problemática dos resíduos dos equipamentos elétricos e eletrônicos, focando nas placas de circuitos impressos – PCI.

Introdução:

Exposição e comparação dos vários processos (Pirometalúrgicos Hidrometalúrgicos, Eletrometalúrgicos, Biometalúrgicos e Processos Físicos/Mecânicos) empregues na valorização dos resíduos de PCI, com breve explanação de estudos realizados.

Estado da Arte:

Apresentação da evolução dos Processos Físicos/Mecânicos como via de valorização dos resíduos de PCI, recorrendo à revisão de trabalhos realizados e respetiva influência no trabalho desenvolvido.

Objetivos:

Apresentação dos principais objetivos do trabalho.

Metodologia:

Descrição das etapas do processo desenvolvido, expondo os procedimentos seguidos e equipamentos utilizados ao longo de cada uma.

Apresentação e Discussão dos resultados

Exposição dos resultados obtidos ao longo das etapas do processo em questão e discussão dos mesmos.

Conclusões:

Apresentação das principais conclusões do trabalho realizado.

Bibliografia:

Lista referente à informação teórica e prática utilizada para a compreensão e elaboração trabalho.

6 METODOLOGIA

A metodologia seguida consistiu na identificação das PCI, seguida do seu processamento físico, que se iniciou com o desmantelamento das placas seguido de uma cominuição e classificação granulométrica; posteriormente sujeitou-se o material classificado a uma separação magnética e a uma separação hidrogravítica (**Figura 4**).

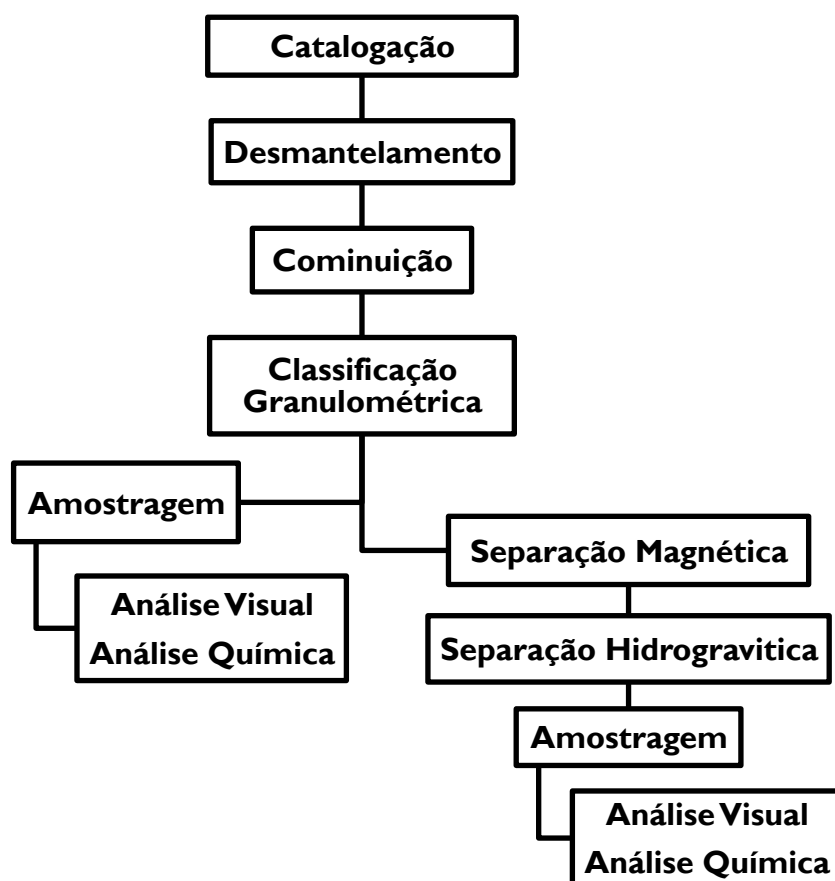


Figura 4: Representação esquemática do processo seguido.

Após a classificação granulométrica e a separação hidrogravítica realizaram-se análises qualitativas (lupa) e quantitativas (métodos analíticos de quantificação), por forma a avaliar o grau de libertação dos metais bem como o seu teor em cada uma das classes, averiguando assim o potencial do método na recuperação de metais presentes em placas de circuito impresso.

6.1 Identificação dos Resíduos Utilizados

As PCI utilizadas neste estudo provieram de computadores pessoais obsoletos pertencentes à Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto. Estas consistiam em *motherboards*, placas gráficas, placas *modem* e placas de memória RAM. As mesmas foram divididas em dois lotes e cada lote em duas frações. O Lote 1 era composto por duas frações de 5 *motherboards* e 3 placas gráficas cada (**Figura 5**).

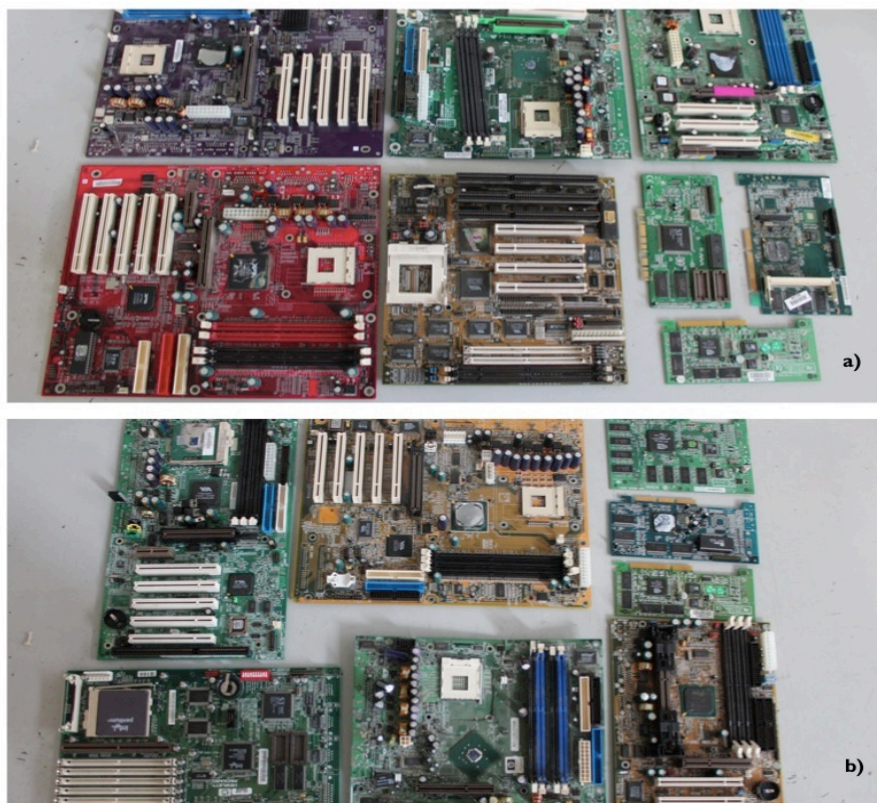


Figura 5: Lote 1: a) Fração 1; b) Fração 2.

O Lote 2 era constituído por 11 placas *modem* e 41 placas de memória RAM, dividido também em duas frações; no entanto, estas consistiram na divisão das placas anteriormente referidas em conectores, ligação destas placas à placa mãe, e restante placa (**Figura 6**).

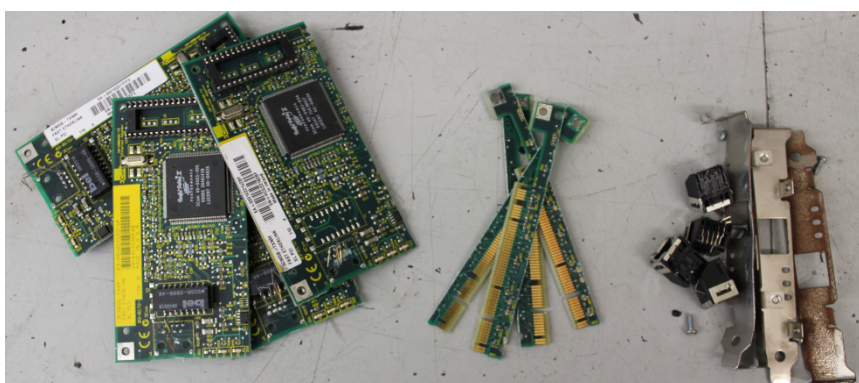


Figura 6: Lote 2, Placas, Conectores e removidos.

6.2 Processo de Valorização

6.2.1 Desmantelamento

Após o processo de inventariação, as PCI dos dois lotes sofreram um pré-tratamento, de remoção dos componentes de maior volume e posterior corte.

A remoção dos componentes de maior volume (**Figura 7**) foi realizada manualmente através do desaparafusamento dos suportes metálicos e cisão dos conectores do painel traseiro - portas PS/2 para o rato e o teclado, portas USB, porta Serial A, porta paralela, porta VGA, porta LAN, entrada para microfone, saída de áudio, linha de áudio - e das partes metálicas e plásticas de grande volume.

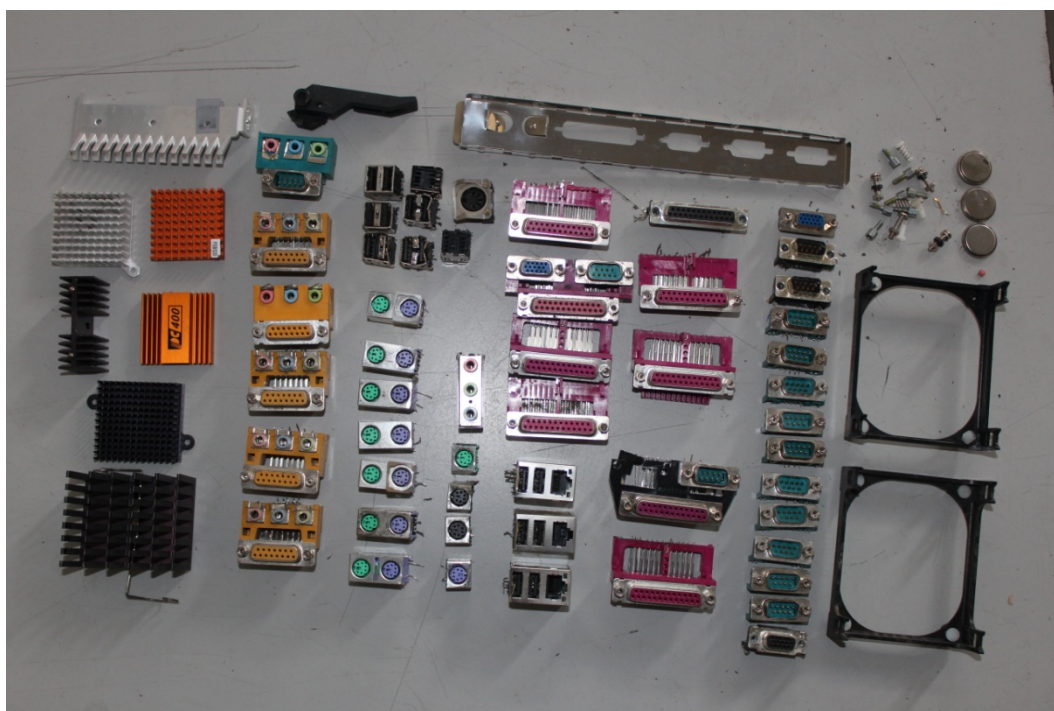


Figura 7: Alguns dos elementos removidos do Lote I.

A porção constituída pelos elementos retirados das PCI nesta fase foi denominada de “removidos” e a restante por “placas”.

As PCI pertencentes ao lote 2 sofreram o corte dos seus conetores, constituindo estes a fração denominada pelo mesmo nome, o restante foi denominado por “placas” e “removidos” (**Figura 6**).

As placas foram por fim cortadas, utilizando uma guilhotina, (**Figura 8**) por forma a possibilitar uma alimentação adequada ao equipamento usado na etapa seguinte.

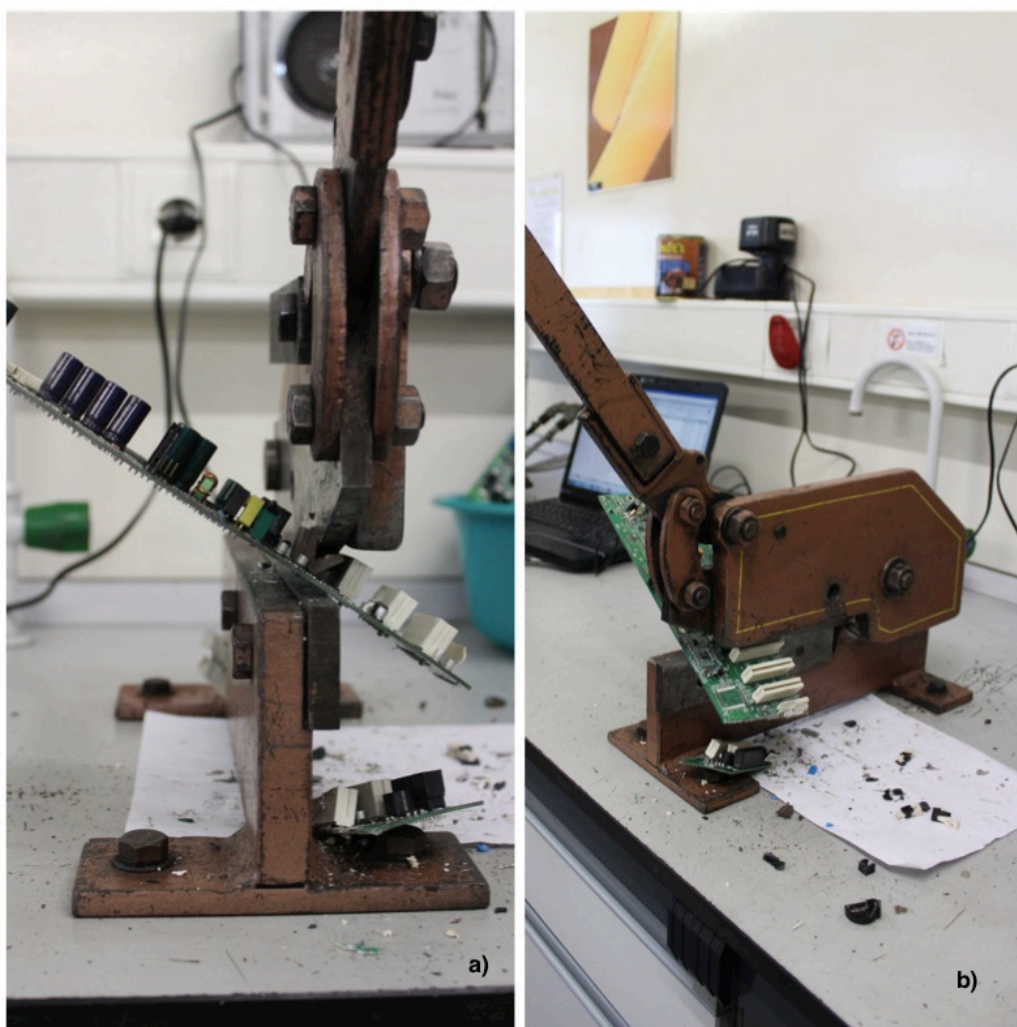


Figura 8: Guilhotina utilizada; a) vista frontal, b) vista lateral.

6.2.2 Cominuição

Nesta etapa empregaram-se dois modelos de fragmentadores, tendo em conta a quantidade e a tipologia do material a triturar.

Os equipamentos utilizados na cominuição das PCI foram: um fragmentador ERDWICH (*Single-Shaft Shredding System M 400/I-200*, 2,2kW), e moinho de lâminas RETSCH SM 200 de 1,5 kW (**Figuras 9 e 10**).

No primeiro, o material introduzido pelo bocal de admissão é fragmentado através da ação de um rotor horizontal, constituído por 10 discos, com 3 lâminas cada. O crivo existente à saída da câmara de fragmentação fixa a granulometria do material fragmentado. No estudo em questão a largura da malha do crivo foi de 10 mm. Este foi utilizado na fragmentação das placas do Lote 1, Fração 1 e 2, e placas do Lote 2 Fração 1, devido às quantidades de cada fração.

O moinho de lâminas possui um rotor constituído por seis discos com três lâminas não-alinhadas, cuja ação fragmenta o material introduzido, de forma análoga ao anterior, utilizando-se uma malha de tamanho 8. Este foi empregue na trituração da Fração 2 do Lote 2.



Figura 9: Fragmentador ERDWICH: a) boca de alimentação, b) rotor horizontal; c) rotor horizontal e material a fragmentar.

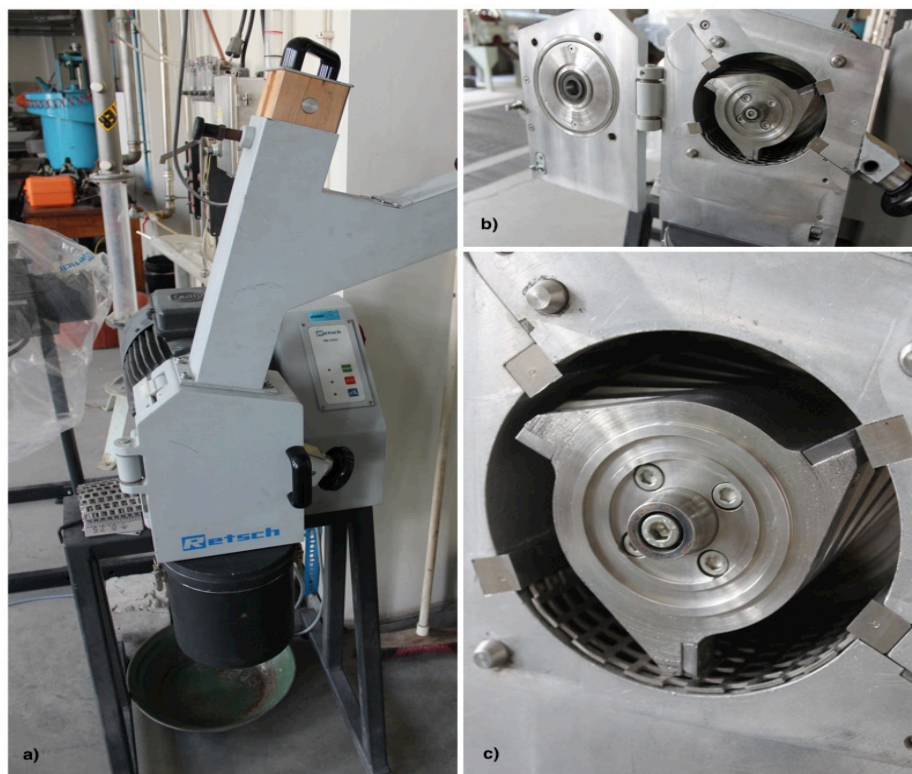


Figura 10: Moinho de Lâminas RETSCH SM 200 de 1,5 kW; b) Vista interior; c) rotor.

Antes de serem usados, os equipamentos de cominuição foram limpos, através da injeção de ar comprimido pelo bocal de admissão e pelo bocal de saída, e operados a seco durante 15 minutos, por forma a soltar resíduos existentes.

A fragmentação de cada fração foi realizada por um período de cerca de 20 minutos; no final, o equipamento foi novamente limpo com ar comprimido e todos os fragmentos recuperados foram adicionados à respetiva fração.

As amostras foram sempre pesadas no início e após o processo de fragmentação para se avaliarem potenciais perdas.

6.2.3 Classificação Granulométrica

Esta etapa teve como propósito separar o material fragmentado consoante o seu calibre em diferentes classes granulométricas, permitindo posteriormente estudar o grau de libertação do metal em cada uma.

O material fragmentado foi sujeito a uma crivagem, utilizando para tal um agitador de peneiros RETSCH AS 200, e uma série de crivagem ASTM da RETSCH: 6,70 mm, 3,35 mm, 1,70 mm, 0,85 mm e 0,425 mm. Após o quinto crivo foi colocado um recipiente de recolha (**Figura 11**).



Figura 11: Agitador de peneiros RETSCH AS 200.

Os crivos foram limpos, com recurso à injeção de ar comprimido, antes de se realizarem as classificações e entre classificações de diferentes frações e lotes.

A amplitude de agitação utilizada foi de 8 numa escala de 10 com um tempo de agitação de 20 minutos. De acordo com a quantidade de material, a classificação do Lote 1 requereu 4 passagens para cada fração, enquanto a classificação das frações do Lote 2 somente requereram uma passagem cada.

Também nesta etapa as amostras foram sempre pesadas no início e após o processo de classificação, para se avaliarem potenciais perdas.

No final desta etapa foram realizadas tomas de amostra das várias classes granulométricas visando a determinação do teor em metais presente.

6.2.4 Separação Magnética

Esta etapa permitiu dividir o fluxo de material em duas correntes, uma corrente ferromagnética e outra não-ferromagnética.

A separação magnética foi efetuada de duas formas, manual e automática, visto as classes granulométricas superiores a 0,850 mm terem dimensões superiores ao calibre de operação do separador magnético utilizado.

As restantes frações foram separadas através de um separador magnético de disco de alta intensidade - via seca (**Figura 12-b**), a operar na sua potência máxima (15 A), por forma a assegurar a separação total do material ferromagnético do não ferromagnético.



Figura 12: a) Íman manual; b) Separador magnético de disco de alta intensidade.

6.2.5 Separação Hidrogravítica

A corrente não ferromagnética, obtida na etapa anterior, foi submetida a uma separação hidrogravítica numa mesa oscilante do tipo Wilfey (**Figura 13**), elaborada na faculdade, com vista a separar os elementos metálicos dos restantes.

As seguintes classes granulométricas do Lote 1, Fração 1 e 2, foram submetidas a sucessivas passagens: -3,35 +1,70 mm, -1,70 +0,850 mm, -0,850 +0,425 mm.

Por forma a utilizar este equipamento da forma mais eficiente possível, realizou-se primeiramente uma avaliação dos principais parâmetros de operação e posteriormente a sua regulação para as melhores condições encontradas.



Figura 13: Mesa oscilante tipo Wilfey.

6.2.5.1 Parâmetros de Operação

A mesa é constituída por um tabuleiro parcialmente coberto por *riffles* e assente numa armação acoplada a um dispositivo vibratório da marca WAGNER ELECTRIC CORPORATION C-3002 de 373 W. A água de lavagem distribui-se sobre o tabuleiro através de um tubo perfurado ligado diretamente a uma torneira.

Nas zonas de colheita dos concentrados e de descarga dos estéreis, foi colocada uma calreira em forma de L, com uma divisória a separar estas mesmas zonas, por forma a recolher os produtos resultantes da separação (concentrado, estéril e misto), tendo-se auxiliado tal com esteiras elaboradas para o propósito (**Figura 14 e 15**).



Figura 14: Esteira utilizada para a recolha do estéril.



Figura 15: Esteira utilizada na recolha do concentrado e misto.

O ângulo de inclinação do tabuleiro era controlado pelo parafuso de regulação existente na armação.

O caudal de água de lavagem foi determinado através de sucessivos enchimentos de uma proveta graduada, de 1000 mL, contando o tempo que a mesma demorava a atingir determinado volume, apresentando-se os valores do caudal de água de lavagem como valores médios. Após a determinação do caudal médio pretendido, regulou-se a amplitude de abertura da torneira para permitir a obtenção desses valores. Após o ajuste, o caudal foi periodicamente monitorizado, para garantir o cumprimento dos valores estabelecidos.

As 3 frações selecionadas foram inicialmente sujeitas ao processo de separação utilizando as seguintes condições operatórias: caudal médio da água de lavagem de 10,7 L/min com o tabuleiro num ângulo de 7 ° com o plano horizontal. Os produtos recolhidos nas diferentes frações foram deixados a secar 24 h, em estufa, a 100 °C.

Nos ensaios posteriores, somente as classes granulométricas -1,70 +0,850 mm e -0,850 +0,425 mm, foram submetidas ao processo de separação realizando cada uma, duas passagens.

Nestes ensaios as duas classes de menor calibre da Fração 1 foram submetidas a um caudal médio de água de lavagem de 10,7 L/min, variando a inclinação do tabuleiro para um ângulo de 3,5 °. Por outro lado, as duas classes de menor calibre da Fração 2, foram submetidas a uma variação do caudal médio de água de lavagem para 5,3 L/min mantendo-se o mesmo ângulo (3,5 °).

Entre e após as passagens, os produtos recolhidos nas diferentes frações foram deixados a secar 24 h, em estufa, a 100 °C. Os concentrados obtidos foram posteriormente apurados, tendo por isso sido sujeitos a uma nova passagem.

Após terem sido encontradas as melhores condições operatórias, que resultaram da análise preliminar descrita, replicaram-se os ensaios às duas classes de menor calibre de ambos os lotes e respectivas frações.

O procedimento seguido foi idêntico ao descrito anteriormente, sujeitando as classes granulométricas em causa a duas passagens cada.

Por forma a averiguar o teor de ouro e cobre existentes nas frações classificadas e após o processo físico de enriquecimento estudado recolheram-se amostras para análise química por absorção atômica e análise qualitativa (visual) em lupa.

6.3 Avaliação do Teor de Metais das Classes Granulométricas

6.3.1 Amostragem

Com o objetivo de avaliar o teor de metais em cada uma das classes granulométricas, procedeu-se a uma amostragem de cada uma destas, recorrendo a divisores de Jones, elaborados na faculdade.

Devido às diferenças no tamanho dos fragmentos das várias classes granulométricas, foi necessário utilizar divisores de Jones de três dimensões distintas, que a partir daqui denominaremos de: divisor de Jones grande, médio e pequeno, consoante a classe granulométrica amostrada (**Figuras 14**).

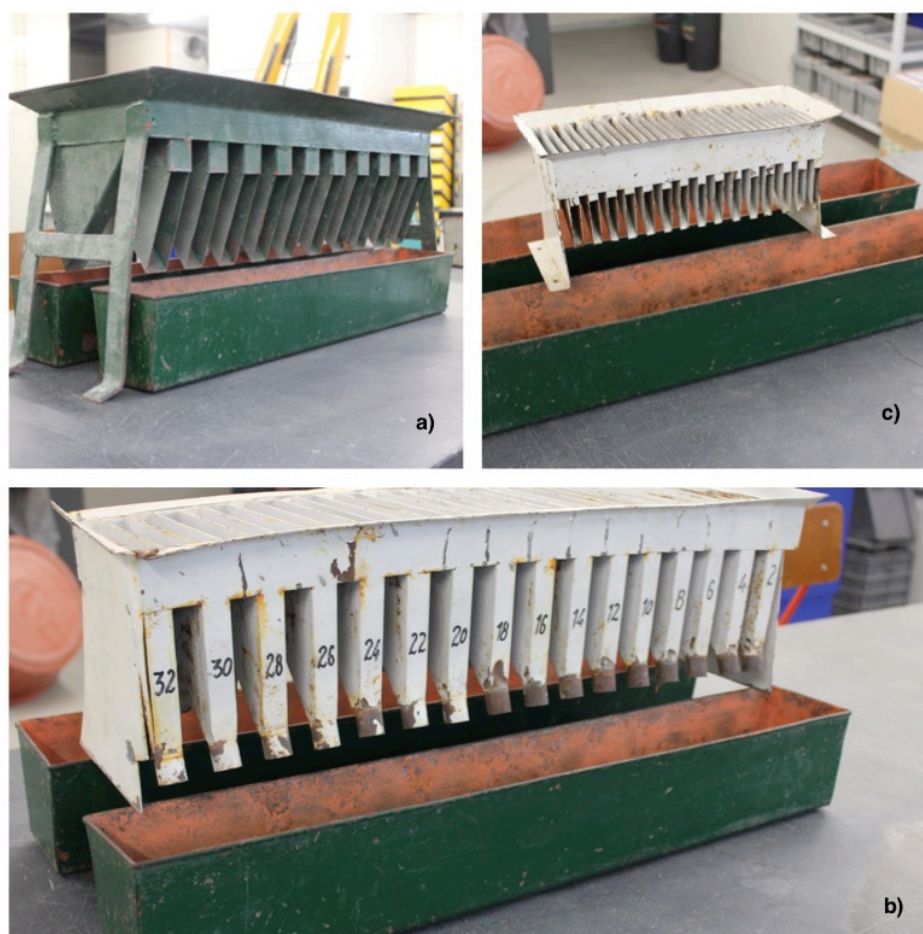


Figura 16: Divisores de Jones; a) grande, b) médio, c) pequeno.

6.3.2 Observação por Lupa Estereoscópica

A análise visual foi efetuada com recurso a uma lupa estereoscópica ZEISS STEMI 2000-C, com uma ocular de ampliação 10X, em conjunto com o software *Leica Application Suite EZ*, com o intuito de caracterizar morfológicamente as amostras.

As classes granulométricas sujeitas a esta análise foram: $-1,70 +0,850$ mm, $-0,850 +0,425$ mm, $-0,425$ mm. As restantes foram excluídas pois o seu tamanho não era compatível com o equipamento utilizado.

6.3.3 Determinação Analítica do Teor de Cobre e Ouro

Após análise qualitativa, todas as amostras resultantes da classificação granulométrica foram sujeitas a uma análise química, visando a quantificação do teor de ouro e cobre existentes. Esta análise dividiu-se em três fases: calcinação, digestão em água-régia e espectroscopia de absorção atômica de chama. A análise foi realizada em duplicado.

6.3.3.1 Calcinação

Para a calcinação, uma amostra de 2 g foi adicionada a um cadinho de porcelana, colocado numa mufla Nabertherm Labotherm L5-C6, localizada na *hotte* do laboratório de resíduos (**Figura 17**). O processo de calcinação realizou-se com o aquecimento até 150 °C seguido de uma rampa de aquecimento de 100 °C/h até 850 °C. Quando a mufla atingiu os 850 °C, o aquecimento foi desligado e as amostras foram deixadas a arrefecer, durante a noite, sendo depois transferidas para um exsiccador.



Figura 17: Amostras da Fração I do Lotel, após calcinação.

6.3.3.2 Digestão em Água – régia

Após calcinação, a lixiviação dos metais foi realizada por digestão em água-régia (1:3 V/V ácido nítrico 65% (Riedel-de Haën) / ácido clorídrico 37% (Aldrich)), conforme o descrito na ISO 11466:1995).

Para o efeito, 0,5 g de amostra foram adicionadas a tubos de ensaio contendo 5 mL de água-régia, colocados em suporte adaptado; os tubos, tapados por um vidro de relógio, foram depois imersos em banho termostático à temperatura de 90 °C, durante 3 horas, permitindo o refluxo da solução (**Figura 18**).

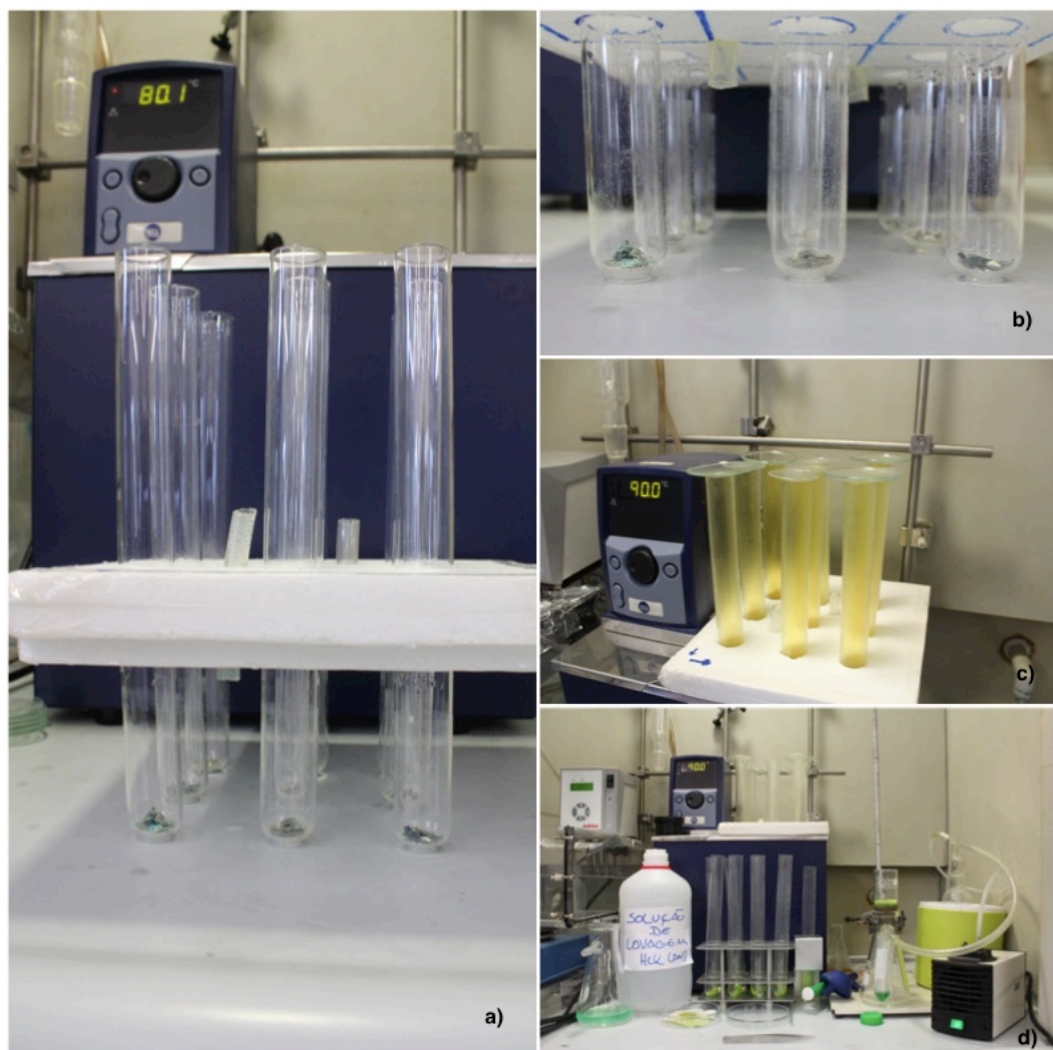


Figura 18: a) Suporte para os tubos; b) Amostras antes da imersão em água-régia; c) Digestão em água-régia; d) Tubos após digestão e filtração das amostras do Lote I.

Finda a digestão, o conteúdo de cada um dos tubos foi filtrado por vácuo, diretamente para um tubo de *falcon* da Nerbe Plus de 50 mL, através de um funil de Büchner Robu-Glass de borosilicato 3,3 de 50 mL, utilizando uma bomba de vácuo (max. 100 mbar) KNF Laboport N86KN.18 de 60W e usando filtros de membrana Sartorius Stedim Biotech AC, SC de 0,45 µm de porosidade. Os filtros foram descartados entre filtrações, o funil foi lavado com uma solução de ácido clorídrico a 20 % (Aldrich).

A solução filtrada em cada tubo foi diluída até 50 mL com água destilada em balões volumétricos (**Figura 19**). As amostras foram armazenadas em frigorífico ($T \approx 4\text{ }^{\circ}\text{C}$).



Figura 19: Amostras do Lote I no final da digestão, após diluição.

6.3.3.3 Espectroscopia de Absorção Atômica de Chama

A quantificação do cobre e ouro em todas as classes granulométricas após classificação (**Figura 20**) e nas classes granulométricas $-1,70 +0,850\text{ mm}$, $-0,850 +0,425\text{ mm}$, $-0,425\text{ mm}$ após separação hidrográvica foi realizada por espectroscopia de absorção atômica (EAA) num espectrofotômetro UNICAM 969 AA SPECTROMETER.

Para o efeito, utilizou-se uma lâmpada catódica Instrumentation Laboratory VISIOMAX de 15 mA para o ouro e uma lâmpada catódica Photron Lamps 15 mA para o cobre.

As leituras foram realizadas nos comprimentos de onda de 247,2 nm e 324,8 nm, para o ouro e cobre, respetivamente.

Na determinação da reta de calibração para a quantificação do ouro recorreu-se aos seguintes padrões: 0,5 ppm, 1 ppm, 2 ppm, 3 ppm, 5 ppm, 7 ppm. Para a quantificação do cobre, a calibração foi realizada com os seguintes padrões: 0,4 ppm, 0,8 ppm, 1,2 ppm, 1,6 ppm, 2,5 ppm, 4,0 ppm. Os padrões foram preparados por diluição a partir de uma solução-mãe de 1000 ppm. As amostras foram sempre diluídas no caso da análise do cobre (1000 – 2000x) e por vezes no caso da análise do ouro (0 – 60x).

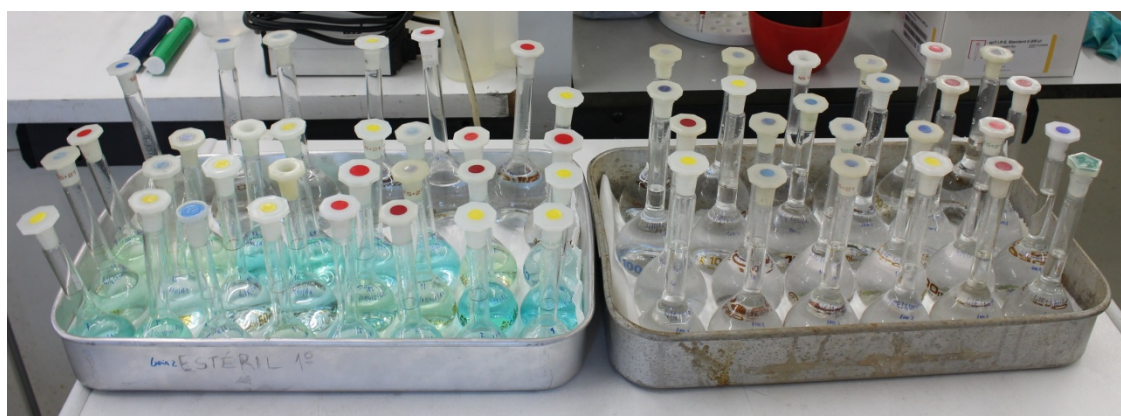


Figura 20: Amostras do Lote I e respetivas diluições para a quantificação do ouro e cobre.

7 APRESENTAÇÃO E DISCUSSÃO DE RESULTADOS

7.1 Desmantelamento, Cominuição e Classificação Granulométrica

As etapas iniciais do trabalho realizado foram comuns às utilizadas nas tecnologias convencionais de valorização de resíduos de PCI descritas no **Capítulo 2.1**. Ao longo destas, determinaram-se as variações de massa ocorridas, com o intuito de averiguar eventuais perdas. Uma representação esquemática destas etapas apresenta-se na **Figura 21**.

Na etapa de Desmantelamento não se registaram perdas de material na remoção dos constituintes indesejáveis ou de valorização imediata – Removidos – contudo, no corte das placas ocorreram, embora desprezáveis, perdas de massa em três frações, devido à baixa ductilidade do laminado que promoveu a dispersão de material.

A Cominuição possibilitou a redução de tamanho das PCI, libertando ou expondo os metais da matriz de epóxi, produzindo um fragmentado constituído por partículas de diferentes calibres. Observou-se a libertação de partículas muito finas porventura evitáveis pela realização da cominuição a húmido, facto que poderá ser abordado em estudos futuros.

As diferenças de massa após cominuição, em ambas as frações do Lote 1, deveram-se ao facto de o recipiente de recolha do material não se encontrar acoplado ao equipamento, bem como à retenção de algum material no interior deste. As perdas de massa existentes nas frações do Lote 2, advieram possivelmente da remoção menos eficiente das amostras do respetivo recipiente de recolha, estas diferenças são contudo residuais.

A etapa de Classificação Granulométrica proporcionou a separação do material previamente fragmentado em diferentes classes, o que permitiu estudar o grau de libertação do metal em cada uma.

Em todas as frações de ambos os lotes, visualmente, verificou-se que as duas primeiras classes granulométricas, C1 e C2 (+6,70 mm, -6,70 +3,35 mm, respetivamente), eram constituídas maioritariamente por fragmentos de laminado com metal embutidos.

A classe granulométrica C3 (-3,35 +1,70 mm), apresentava alguns elementos metálicos livres, assim como alguns ainda embutidos. As classes granulométricas C4 e C5 (-1,70 +0,850 mm e -0,850 +0,425 mm, respetivamente) foram as que apresentaram uma maior libertação de metal do laminado. A classe granulométrica C6 (-0,425 mm) era constituída maioritariamente por elementos não metálicos.

Nas Frações 1 e 2 do primeiro lote observou-se um acréscimo residual de massa após classificação. A presença de impurezas retidas na malha dos peneiros nos crivos poderá explicar o sucedido.

Apesar das perdas de material ocorridas nestas etapas, estas consideram-se desprezáveis, não ultrapassando os 0,04 kg.

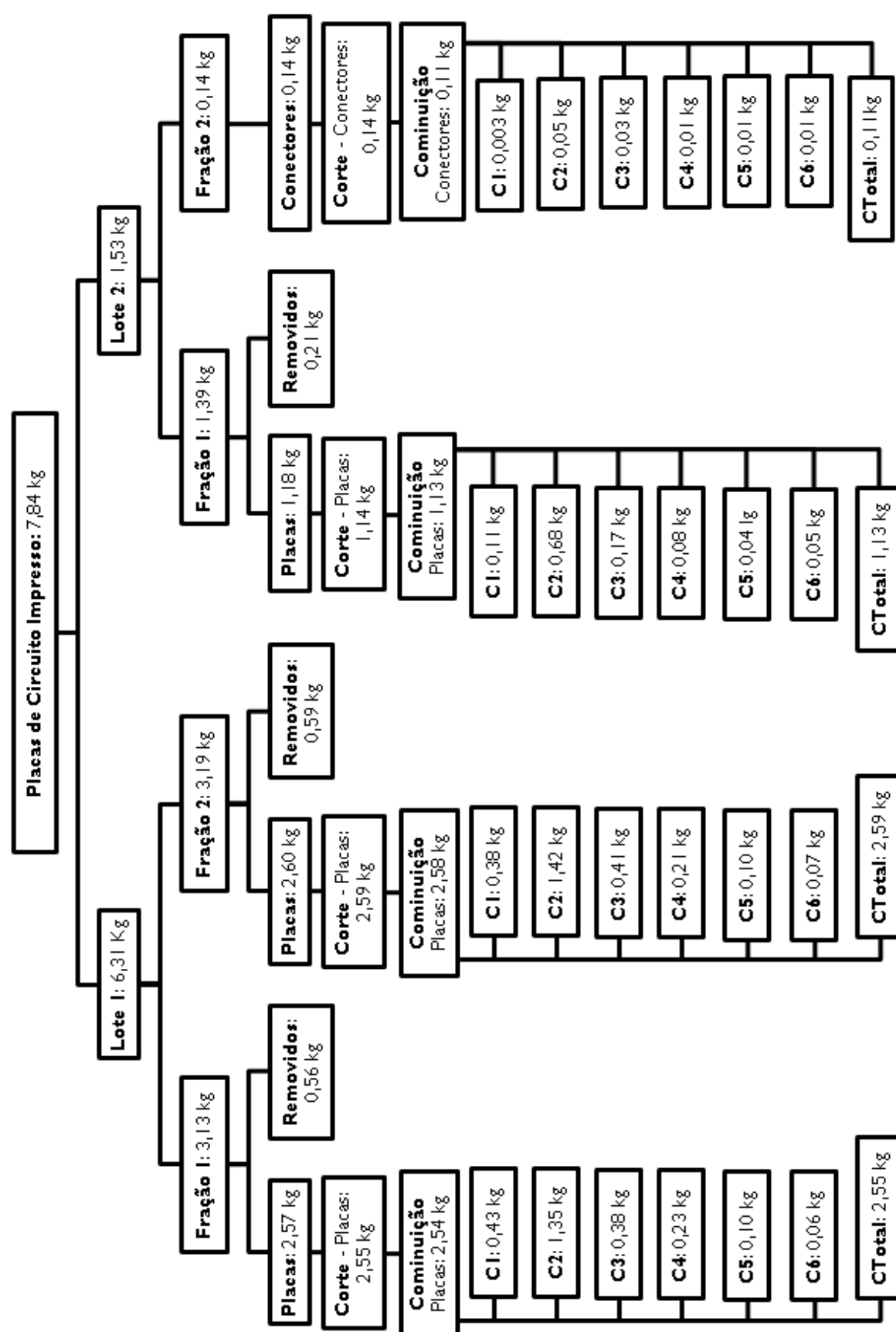


Figura 21: Fluxograma das etapas de Desmantelamento, Cominuição e Classificação Granulométrica; C1: +6,70 mm; C2: -6,70 +3,35 mm; C3: -3,35 +1,70 mm; C4: 1,70+0,850 mm; C5: -0,850 +0,425 mm; C6: -0,425 mm; CT: massa das placas/conectores após a Classificação Granulométrica.

7.2 Avaliação do Teor de Metais das Classes Granulométricas

7.2.1 Observação por Lupa Estereoscópica

Uma análise qualitativa mais aprofundada foi realizada às quatro classes granulométricas de menor calibre: $-3,35 + 1,70$ mm, $1,70 + 0,850$ mm, $-0,850 + 0,425$ mm e $-0,425$ mm, com vista a determinar a constituição destas e verificar a libertação do metal do laminado.

Na **Figura 22** é possível observar os resultados obtidos para as classes granulométricas da Fração 1 do Lote I, sendo que na **Figura 23** se apresentam as imagens recolhidas da análise da Fração 2 do Lote I.

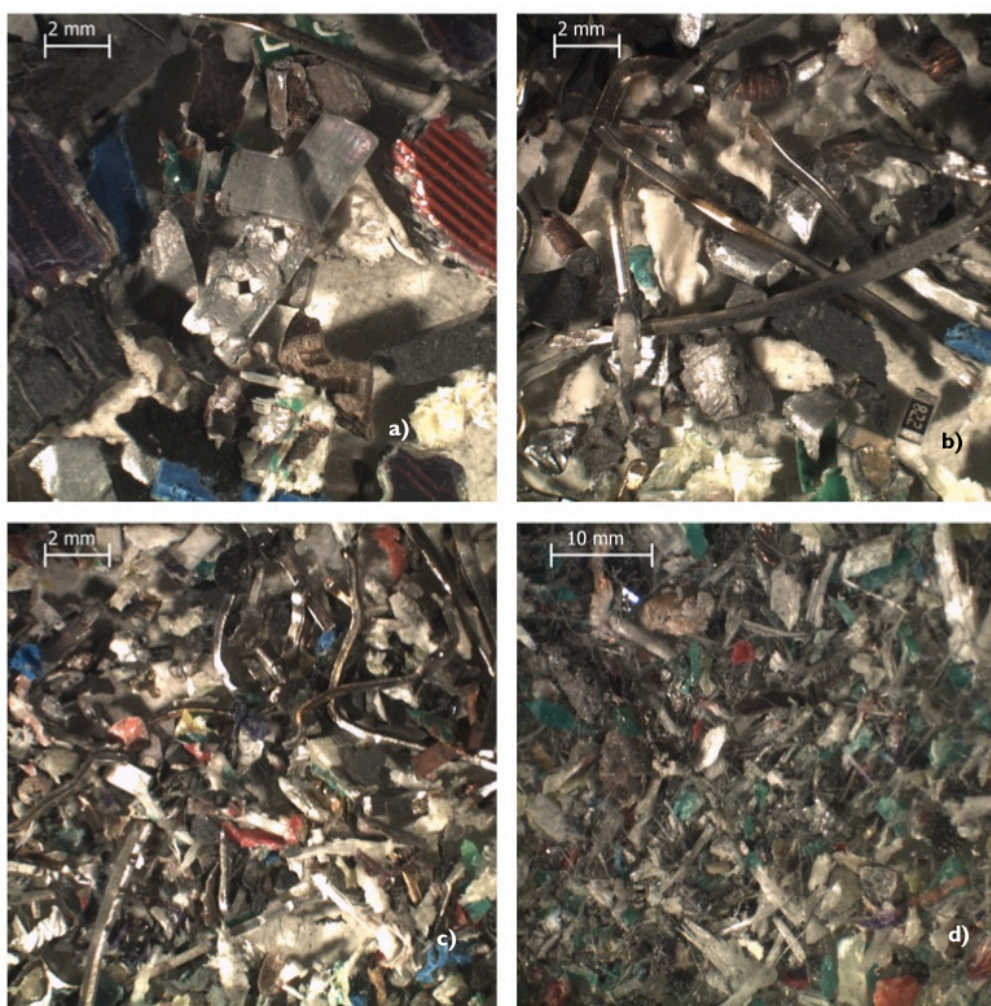


Figura 22: Observação do resultado da Cominuição nas classes granulométricas do Lote I, Fração I: a) $-3,35 + 1,70$ mm, b) $-1,70 + 0,850$ mm c) $-0,850 + 0,425$ mm e d) $-0,425$ mm.

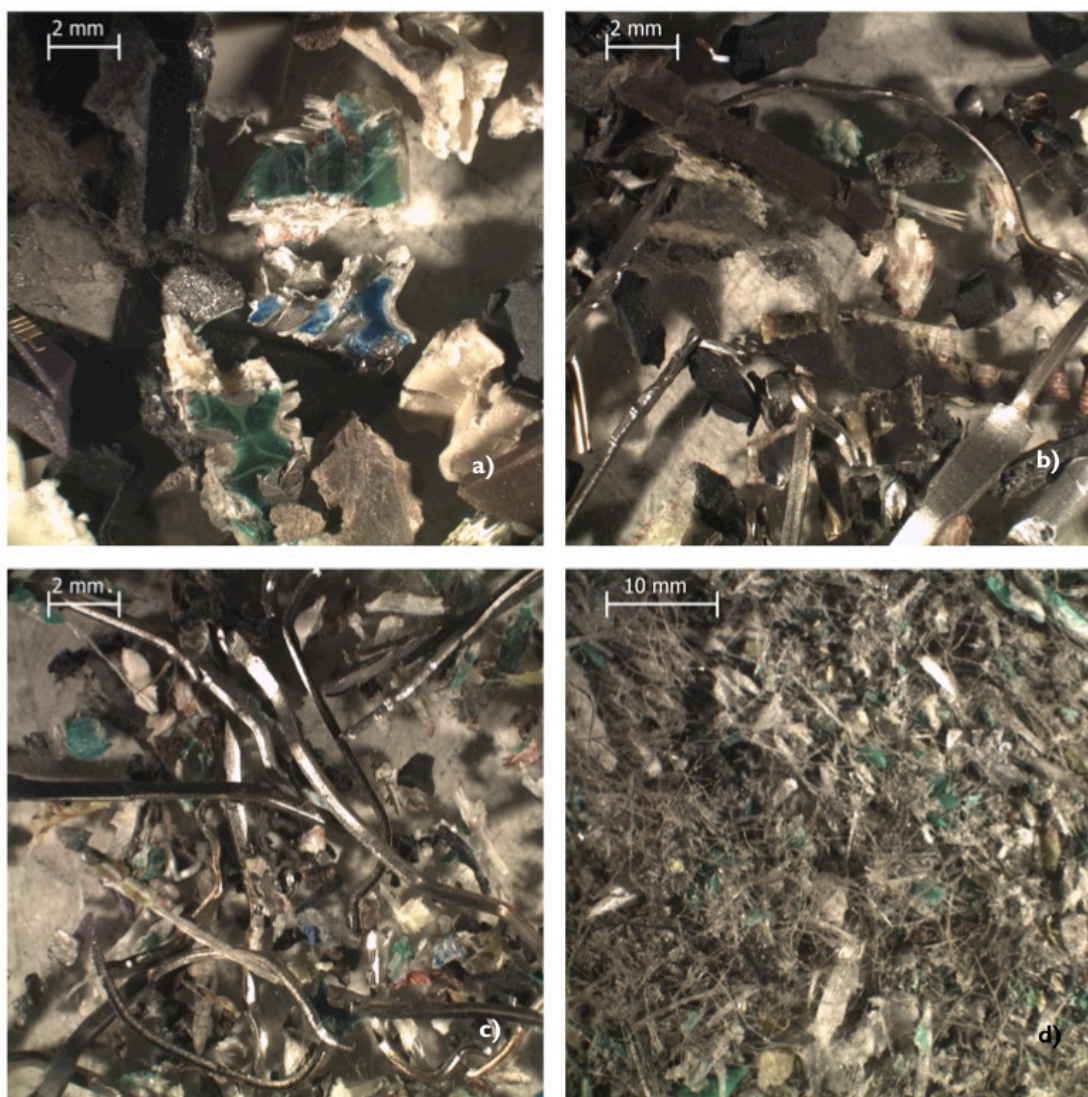


Figura 23: Observação do resultado da Cominuição nas classes granulométricas do Lote I, Fração 2: a) $-3,35 + 1,70$ mm, b) $-1,70 + 0,850$ mm c) $-0,850 + 0,425$ mm e d) $-0,425$ mm.

As imagens mostram que na classe granulométrica $-3,35 + 1,70$ mm de ambas as frações existem alguns elementos metálicos livres, mas maioritariamente elementos metálicos embutidos.

As classes granulométricas $-1,70 + 0,850$ mm e $-0,850 + 0,425$ mm, de ambas as frações, mostram, comparativamente com as restantes, uma maior libertação de elementos metálicos do laminado, tendo-se observado que estas eram constituídas por flocos e filamentos metálicos, provindo os primeiros dos *slots* de conexão existentes na *motherboards*.

A sujeição a forças de cisalhamento em conjunto com a diferença de ductilidade entre o laminado e os elementos metálicos em si acoplados e/ou embutidos parece ter permitido a libertação destes últimos.

A classe granulométrica $-0,425$ mm, também em ambas as frações, mostrou-se constituída na sua maioria por elementos não metálicos, fibras e partículas de origem polimérica, resultado da fragilidade do laminado e da sua sujeição a forças de cisalhamento aquando da cominuição.

No que diz respeito ao Lote 2, na **Figura 24** é possível observar as imagens obtidas da Fração 1, estando na **Figura 25** as imagens obtidas para a Fração 2. As amostras foram analisadas tendo em consideração as mesmas classes granulométricas que para o Lote 1, pelos motivos anteriormente apresentados.

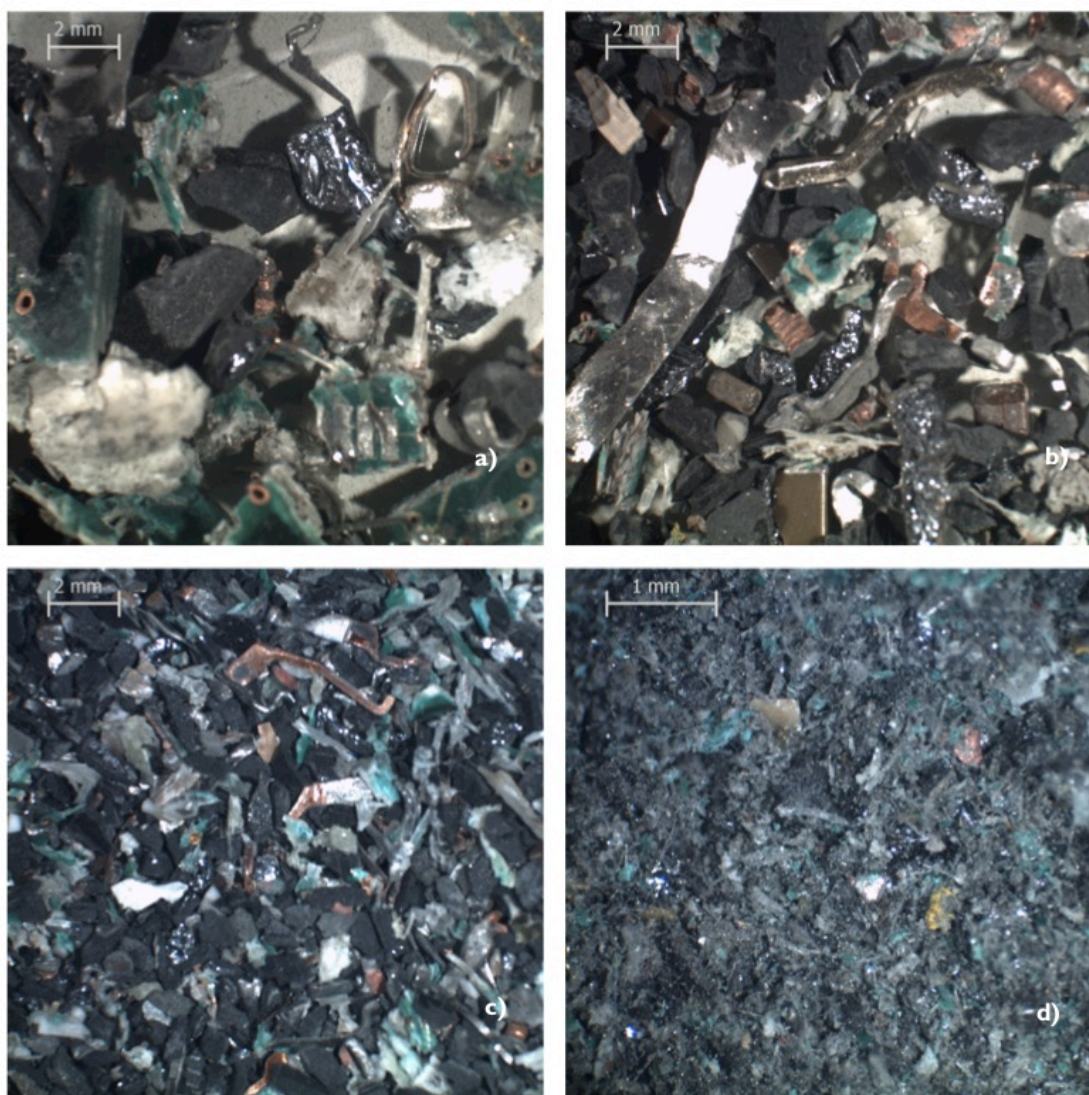


Figura 24: Observação do resultado da Cominuição nas classes granulométricas do Lote 2, Fração 1: a) $-3,35 + 1,70$ mm, b) $-1,70 + 0,850$ mm c) $-0,850 + 0,425$ mm e d) $-0,425$ mm.



Figura 25: Observação do resultado da Cominuição nas classes granulométricas do Lote 2, Fração I: a) $-3,35 + 1,70$ mm, b) $-1,70 + 0,850$ mm c) $-0,850 + 0,425$ mm e d) $-0,425$ mm.

Analisando as **Figuras 24 e 25**, verifica-se que os resultados obtidos para dicotomia classe granulométrica/libertação de metal, são bastante similares aos obtidos para o Lote I no que se refere às classes granulométricas com maior liberação de metal.

Contudo, parece existir uma diferença no tipo de elementos metálicos presentes neste lote, observando-se material fibroso apenas na fração de menor calibre. Deve-se tal ao tipo de placas que o constituem.

Os resultados para ambas as frações e ambos os lotes foram concordantes ao revelarem que o maior grau de liberação dos elementos metálicos embutidos e/ou acoplados nas PCI ocorre nas classes granulométricas $-1,70 + 0,850$ mm e $-0,850 + 0,425$ mm.

7.2.2 Determinação Analítica do Teor de Cobre e Ouro

A análise química das várias classes granulométricas permitiu determinar as concentrações de ouro e cobre existentes, após a etapa de classificação, complementando e validando os resultados obtidos das análises anteriores.

Na **Figura 26** apresentam-se as concentrações médias o ouro, após a classificação granulométrica do Lote I, sendo que na **Figura 27**, apresentam-se as concentrações médias obtidas para o cobre, no mesmo lote.

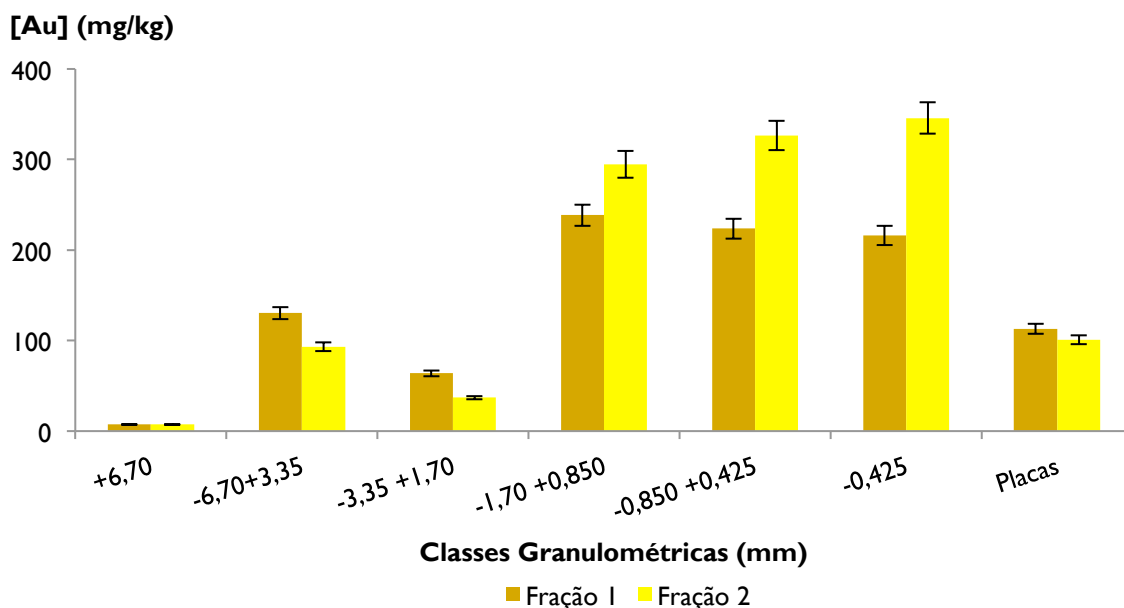


Figura 26: Concentração de ouro, nas diferentes classes granulométricas e total (placas) do Lote I.

Relativamente às concentrações de ouro, observou-se que ambas as frações apresentaram valores reduzidos para as três primeiras classes granulométricas, entre 7 e 130 mg/kg quando comparados com os valores das últimas três, entre 216 e 346 mg/kg.

Na análise das concentrações para o cobre no Lote I, observou-se que as concentrações mais elevadas deste metal, entre os 28 e 38 % (m/m), foram obtidas nas mesmas classes granulométricas que para o ouro.

As restantes classes granulométricas apresentaram valores inferiores, entre os 8 e 21 % (m/m) de cobre, comparativamente com essas.

No caso do cobre observou-se uma distribuição mais irregular, devido provavelmente à sua elevada quantidade nas PCI.

As variações obtidas para as duas frações, provavelmente resultam da heterogeneidade dos materiais. Nas placas do Lote I, obtiveram-se valores médios de concentração de 109 ± 6 mg/kg para o ouro e 17 ± 3 % (m/m) para o cobre, os quais se apresentam dentro da gama de valores encontrados na bibliografia, 100 - 200 mg/kg e 15 - 25 % (m/m) respetivamente.

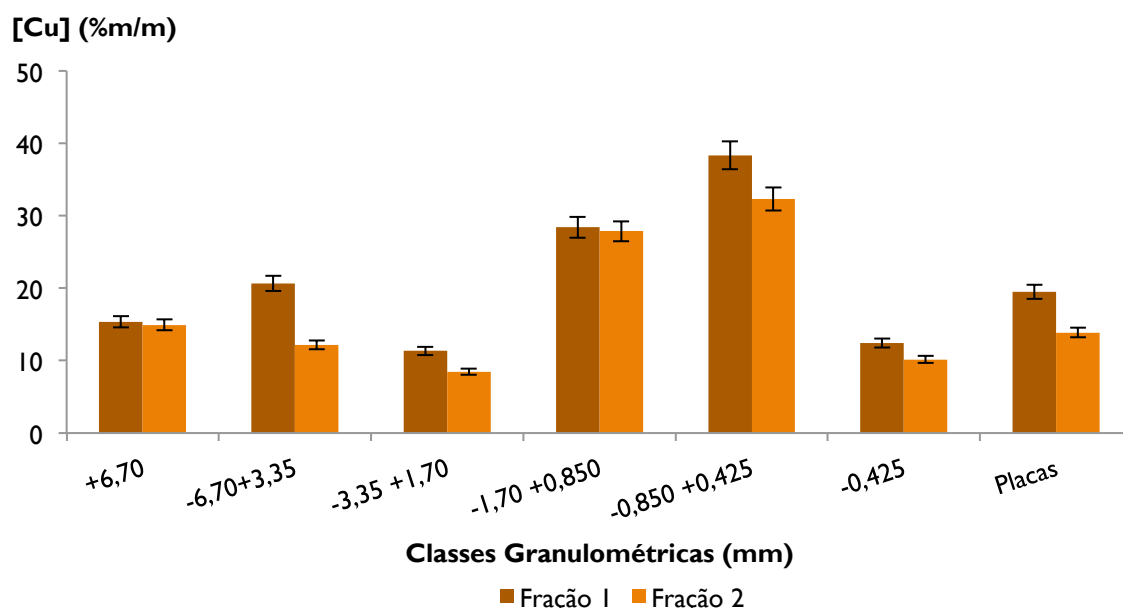


Figura 27: Concentração de cobre, nas diferentes classes granulométricas e total (placas) do Lote 1.

Na **Figura 28** apresentam-se os resultados para as concentrações de ouro após a classificação granulométrica das duas frações do Lote 2. A **Figura 29** apresenta os resultados relativamente ao cobre.

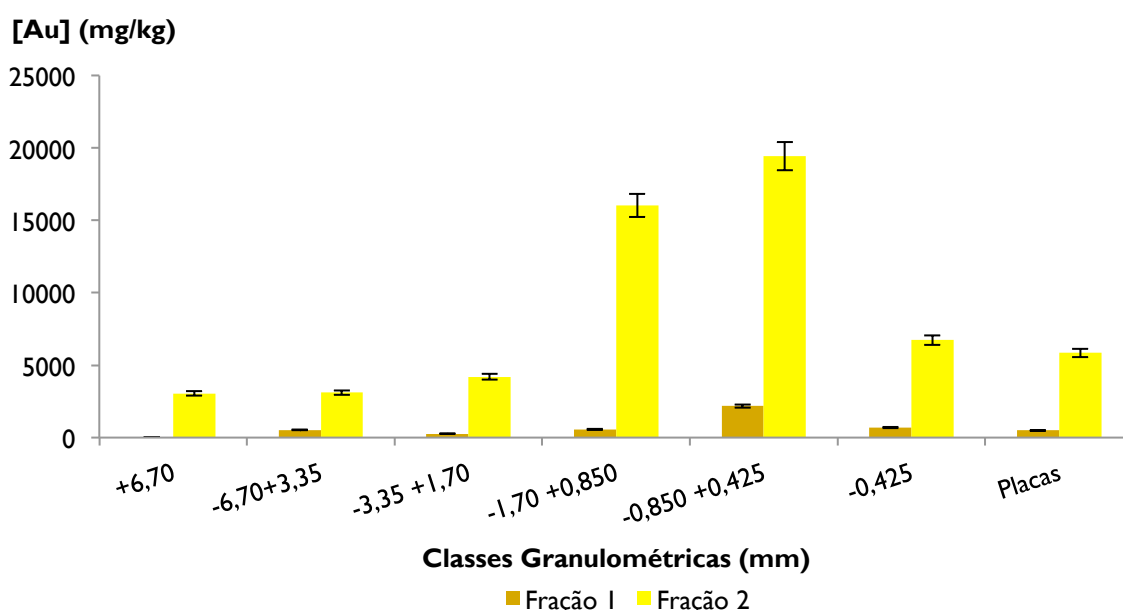


Figura 28: Concentração de ouro, nas diferentes classes granulométricas e total (placas) do Lote 2.

No que respeita às concentrações de ouro o Lote 2, este apresentou algumas semelhanças com o observado no Lote 1.

As frações do Lote 2 apresentaram os valores mais elevados, 556 e 19 422 mg/kg nas mesmas classes granulométricas que o lote anterior, -1,70 +0,850 mm e -0,850 +0,425 mm.

A comparação destas demonstrou uma elevada diferença, com a Fração 2 a apresentar concentrações de ouro entre 3 043 e 19 422 mg/kg, e para a Fração 1 42 e 2 176 mg/kg. Esta variação deve-se ao facto da Fração 2 ser composta exclusivamente por secções conectoras, que visualmente já demonstravam possuir este metal (**Figura 6**).

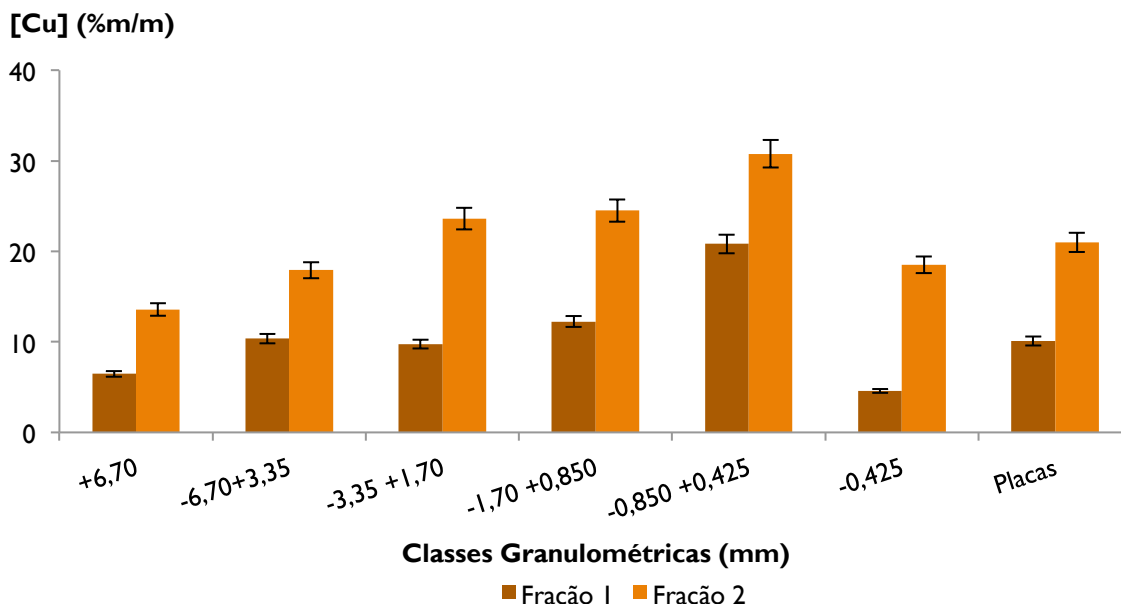


Figura 29: Concentração de cobre, nas diferentes classes granulométricas e total (placas) do Lote 2.

Relativamente às concentrações de cobre no Lote 2, ambas as frações apresentaram os valores mais elevados, entre 12 e 31 % (m/m) nas classes granulométricas 1,70 +0,850 mm e -0,850 +0,425 mm, similar às do cobre e às registadas para o Lote 1.

A concentração de cobre, entre 10 e 21 % (m/m), obtida para este lote, apresenta-se na proximidade da gama de valores referidos na literatura 15 e 25 % (m/m).

Contudo, os valores totais obtidos de concentração de ouro, de 501 e 6 087 mg/kg foram muito superiores aos obtidos para o Lote 1 e aos referidos na literatura, 100 - 200 mg/kg.

Note-se que os valores apresentados na literatura resultam essencialmente de estudos realizados a uma mistura de PCI, enquanto no Lote 2 se pretendeu analisar apenas placas de memória RAM e *modems*.

Os resultados mostram, portanto que a separação destas poderá trazer benefícios, tendo em consideração a recuperação destes metais, nomeadamente face às *motherboards* e placas gráficas.

As análises químicas realizadas permitiram confirmar que as concentrações de metal, neste caso de ouro e cobre, são mais elevadas nas classes granulométricas -1,70 +0,850 mm e -0,850 +0,425 mm.

Após determinação do teor de cobre e ouro nas diferentes frações das placas, iniciaram-se as etapas de Separação Magnética e Hidrográvica, com vista à obtenção de frações mais ricas nos componentes metálicos alvo.

7.3 Avaliação do Efeito de Processos Físicos na Recuperação de Metais

7.3.1 Separação Magnética

A realização desta etapa permitiu a separação dos metais ferromagnéticos; os resultados relativos aos Lotes 1 e 2 apresentam-se nas **Figuras 30 e 31**, respetivamente.

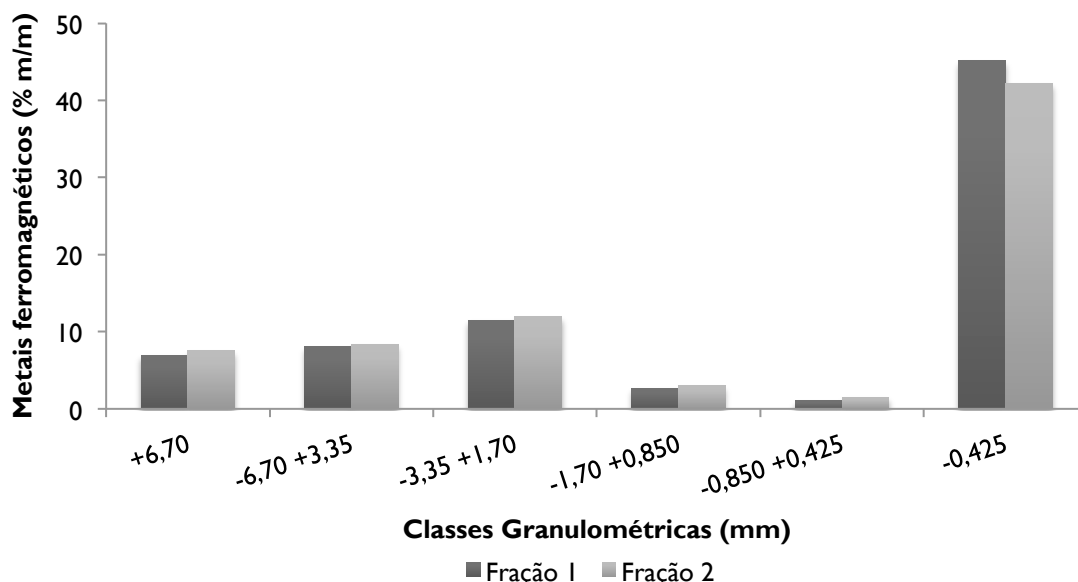


Figura 30: Quantidade de metais ferromagnéticos separados para as diferentes classes granulométricas das Frações 1 e 2 do Lote 1.

A separação magnética manual, realizada para as 3 primeiras classes granulométricas, permitiu constatar que os elementos separados eram na sua maioria pedaços de laminado com metais embutidos ou acoplados, demonstrando a não libertação do metal do laminado. As massas registadas contabilizaram não só o metal ferromagnético mas também o laminado onde estes se encontravam.

A análise da **Figura 30** mostra que estes metais se concentram nas três primeiras frações, bem como na última fração, com valores entre 7 e 45 % (m/m) nas diferentes frações.

As classes granulométricas -1,70 +0,850 mm e -0,850 +0,425 mm, foram as que apresentaram os valores menores, de 3 e 1 % (m/m), respetivamente, contudo observou-se que os elementos separados eram na sua totalidade ferromagnéticos, libertados do laminado.

A última classe granulométrica, -0,425 mm, foi a que apresentou o valor mais elevado, 45 % (m/m). Esta parece ser a mais adequada para a libertação de elementos metálicos, contudo os resultados obtidos deveram-se à presença de fibras, como observado na **Figuras 22 d) e 23 d)**. Estas enclausuraram no seu interior elementos ferromagnéticos formando agregados, sendo separadas em conjunto com estes. Assim, de forma análoga ao observado para as classes granulométricas maiores, as massas determinadas contabilizaram não só os elementos ferromagnéticos mas também as fibras que os rodeavam.

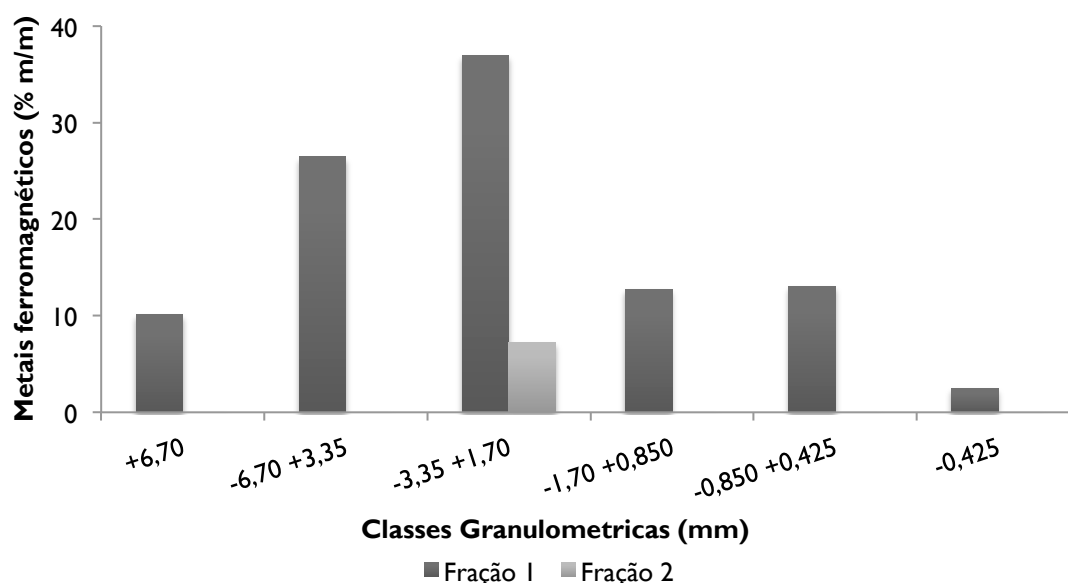


Figura 31: Quantidade de metais ferromagnéticos separados para as diferentes classes granulométricas das Frações 1 e 2 do Lote 2.

Relativamente ao Lote 2 (**Figura 31**), as três primeiras classes granulométricas foram as que apresentaram os valores mais elevados de elementos ferromagnéticos separados na fração 1, de 10, 26 e 37 % (m/m), respetivamente, devendo-se tal à parca libertação do metal, similar ao que aconteceu no primeiro lote nas mesmas classes granulométricas.

Nas classes -1,70 +0,850 mm e -0,850 +0,425 mm, os valores obtidos de 13 % (m/m), para ambas as classes granulométricas, representavam somente os elementos ferromagnéticos separados, similar ao observado no primeiro lote, para estas classes.

A classe de menor calibre -0,425 mm foi a que apresentou o menor valor de elementos ferromagnéticos separados, 2 % (m/m), sendo constituída maioritariamente por material fibroso, (**Figura 24 d**).

Na Fração 2 deste lote, somente na classe granulométrica -3,35 +1,70 mm, ocorreu separação magnética, obtendo-se o valor de 7 % (m/m). O fato de somente numa classe granulométrica se ter separado elementos ferromagnéticos poderá estar associado à constituição do material desta mesma fração, indicando a sua baixa presença.

Após a separação magnética dos dois lotes, foi possível inferir sobre a adequabilidade das classes granulométricas, -1,70 +0,850 mm e -0,850 +0,425 mm, relativamente à libertação de elementos metálicos magnéticos do laminado onde se encontram acoplados ou embutidos, o que indicará que nestas deverá ocorrer também uma maior libertação dos restantes.

7.3.2 Separação Hidrogravítica

7.3.2.1 Determinação dos melhores Parâmetros de Operação e sua Aplicação

Nesta etapa utilizou-se um equipamento que não é tradicionalmente aplicado à recuperação de metais de PCI, a mesa hidrogravítica. O primeiro passo consistiu na determinação das condições de operação mais adequadas ao tipo de material que se pretendia separar.

Na **Tabela 2** são apresentadas as condições operatórias dos ensaios realizados. Estes permitiram estudar a influência do caudal de água de lavagem e do ângulo de inclinação do tabuleiro na separação e consequente recuperação dos elementos metálicos não ferromagnéticos presentes.

Tabela 2: Ensaios realizados e respetivos parâmetros estudados.

Ensaio	Parâmetros	
	Caudal (L/min)	Inclinação (°)
1	10,7	7
2	10,7	3,5
3	5,3	3,5

A seleção das gamas a utilizar teve por base os resultados obtidos anteriormente, assim como a gama de tamanhos normalmente utilizadas neste tipo de equipamento, como referido na **Secção 2.1.5**.

No que diz respeito à classe -0,425 mm, apesar de se encontrar dentro da gama de operação e possuir concentrações elevadas de ouro, não foi sujeita a este tratamento devido à difícil recolha dos produtos após separação.

A determinação dos parâmetros operatórios foi somente realizada para as classes granulométricas das Frações 1 e 2 do Lote 1, devido à reduzida dimensão da amostra do Lote 2, assumindo-se que os resultados obtidos seriam válidos para as separações a realizar nos dois lotes.

Na **Tabela 3**, são apresentados os resultados obtidos para as classes granulométricas referidas, relativamente ao Lote 1.

A determinação do rendimento ponderal de operação (R.P.O.), permitiu inferir quais as gamas mais eficientes, ou seja, mais adequadas para a separação hidrogravítica. Foi assumido que as quantidades de concentrado obtidas eram maioritariamente constituídas por elementos metálicos.

Após cada ensaio, determinaram-se as perdas de matéria que poderiam ocorrer aquando da recolha dos produtos da separação.

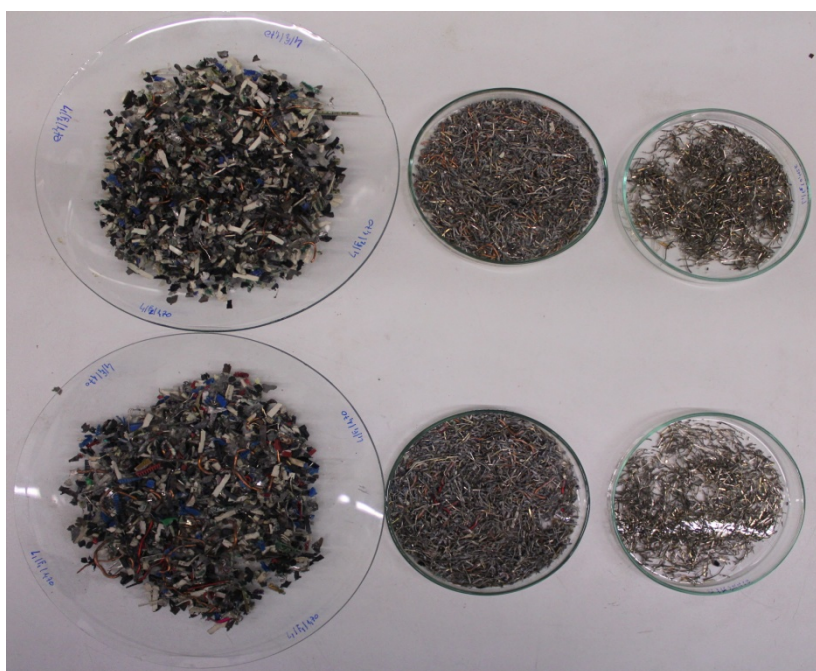
Tabela 3: Resultados obtidos no ensaio I para as classes granulométricas das duas frações do Lote I.

Fração	Classe (mm)	Rendimento Ponderal de Operação (%)	Perdas (kg)
1	-3,35 +1,70	17,1	0,008
	-1,70 +0,850	40,0	0,009
	-0,850 +0,425	17,6	0,005
2	-3,35 +1,70	18,5	0,005
	-1,70 +0,850	36,7	0,005
	-0,850 +0,425	22,2	0,006

Durante o trabalho experimental, foi observado, para a classe granulométrica -3,35 +1,70 mm, de ambas as frações, a flutuação de algumas partículas metálicas – em flocos e filamentos – por cima dos *riffles*, contrariamente ao expectável. Este facto deveu-se, possivelmente, a pelo menos um dos seguintes fenómenos: incapacidade das partículas metálicas quebrarem a tensão superficial da água, à forma, ângulo de inclinação da mesa elevado, arrastamentos das partículas metálicas pelas não metálicas.

Desta separação resultou um estéril bastante rico em elementos metálicos, demonstrando que a proximidade desta classe granulométrica com o limite superior de operação do equipamento, 4 mm [44], traduz-se numa reduzida capacidade de separação.

Nos calibres mais finos ocorreram comportamentos semelhantes, embora numa escala menor, obtendo-se uma separação que apresentava um concentrado rico em elementos metálicos e um estéril pobre, como era desejável (**Figura 32**).

**Figura 32:** Concentrados obtidos para as classes granulométricas em estudo. Da esquerda para a direita: -3,35 +1,70 mm, -1,70 +0,850 mm e -0,850 + 0,425.

A classe $-0,850 +0,425$ mm, foi a que apresentou o R.P.O. mais elevado, 40 e 36,7 %, para as frações 1 e 2 respetivamente, seguida da classe granulométrica $-1,70 +0,850$ mm com 17,6 e 22,2 %. Com base nestes resultados, optou-se por separar hidrograviticamente, nos ensaios 2 e 3 apenas as classes $-1,70 +0,850$ mm e $-0,850 +0,425$ mm.

Nos ensaios seguintes as condições de operação foram alteradas: o ângulo de inclinação do tabuleiro foi reduzido para metade e a alimentação do material foi feita na retaguarda do tubo de distribuição da água de lavagem.

Com estes ajustes pretendia-se, por um lado aumentar o tempo de residência das partículas na mesa e, por outro lado diminuir a flutuabilidade natural de algumas delas devido à sua submersão forçada quando atravessam os chuveiros.

Na **Tabela 4** apresentam-se os resultados obtidos após o segundo ensaio, para as classes granulométricas $-1,70 +0,850$ mm e $-0,850 +0,425$ mm da Fração 1 e 2 do Lote 1.

Tabela 4: Resultados obtidos após os ensaios 2 e 3 para as classes granulométricas analisadas da Fração 1 e 2 do Lote 1.

Fração	Ensaio	Classe (mm)	Rendimento Ponderal de Operação (%)	Perdas (kg)
1	2	$-1,70 +0,850$	70	-0,004
		$-0,850 +0,425$	52	0,001
2	3	$-1,70 +0,850$	64	0,008
		$-0,850 +0,425$	52	0,002

A operação realizada com os novos parâmetros permitiu observar, para o Ensaio 2, em ambas as classes granulométricas, um aumento na quantidade de partículas metálicas no concentrado e consequente diminuição no estéril, que se refletiu na subida do R.P.O. final para 70 % na classe granulométrica $-1,70 +0,850$ mm e para 52 % na classe granulométrica $-0,850 +0,425$ mm.

O valor negativo de -0,004 kg, apresentado na coluna das Perdas da **Tabela 4**, para a classe granulométrica $-1,70 +0,850$ mm, resultou possivelmente de uma deficiente limpeza do equipamento após cada um dos ensaios. Provavelmente, no final da primeira passagem ficou retido na mesa algum material, que acabou por sair após a segunda passagem realizada para esta classe.

A passagem da alimentação do topo superior direito para a retaguarda dos chuveiros, permitiu aumentar a turbulência gerada pela queda de água no tabuleiro, potenciando a submersão das partículas metálicas e não metálicas. As primeiras a permanecerem no fundo enquanto as segundas emergiam após a passagem da mesma zona, saindo posteriormente pela zona de descarga de estéreis (**Figura 33**).

Contudo, para a classe granulométrica menor, a distância entre as aberturas por onde fluía a água de lavagem, no chuveiro, permitiu que algumas partículas passassem sem sofrerem o efeito da turbulência gerada.



Figura 33: Submersão das partículas densas devido à turbulência gerada pelos chuveiros da água de lavagem e imersão e descarga das partículas leves.

A realização do Ensaio 3, com um caudal de água de lavagem inferior ao utilizado anteriormente, mas mantendo o valor do ângulo de inclinação, produziu resultados similares, residindo a diferença no R.P.O. de 64 % da classe granulométrica $-1,70 +0,850$ mm.

Na classe granulométrica $-0,850 +0,425$ mm, o estéril obtido era mais rico em elementos metálicos, comparativamente com a mesma classe granulométrica no ensaio anterior. Com base nos resultados obtidos nos três ensaios realizados, optou-se pelos parâmetros do Ensaio 2. Assim, as classes granulométricas $-1,70 +0,850$ mm e $-0,850 +0,425$ mm, de cada fração de ambos os lotes, foram sujeitas a uma separação hidrogravítica, com um caudal de água de lavagem de 10,7 L/min e um ângulo de inclinação do tabuleiro de $3,5^\circ$.

Na **Tabela 5** apresentam-se os resultados obtidos para a separação hidrogravítica realizada para as diferentes classes granulométricas de ambos os lotes.

Tabela 5: Resultados obtidos para a Separação Hidrogravítica do Lotes 1 e 2.

Lote	Fração	Classe (mm)	Rendimento Ponderal de Operação (%)	Perdas (kg)
1	1	$-1,70 +0,850$	69	0,003
		$-0,850 +0,425$	56	0,002
	2	$-1,70 +0,850$	63	0,002
		$-0,850 +0,425$	62	0,003
2	1	$-1,70 +0,850$	15	0,0023
		$-0,850 +0,425$	7	0,0011
	2	$-1,70 +0,850$	31	0,0012
		$-0,850 +0,425$	21	0,0012

Analisando os valores do R.P.O. apresentados na **Tabela 5** e comparando-os com os obtidos no Ensaio 2 da **Tabela 4**, é possível observar uma descida para a classe granulométrica $-1,70 +0,850$ mm de ambas as frações do Lote 1. O valor obtido de 69 % para esta classe granulométrica, na Fração 1 do Lote 1, foi próximo ao obtido no ensaio 2 para a mesma classe. Na mesma classe mas na Fração 2 do mesmo lote, o valor obtido, 63 %, ficou aquém dos 70 % obtidos no Ensaio 2.

No entanto, para a classe granulométrica $-0,850 +0,425$ mm, ocorreu o inverso, observando-se um aumento do R.P.O. obtido de 4 %, na Fração 1 e de 10 % na Fração 2.

Apesar de ambas as frações serem de igual constituição (*mother-boards* e placas gráficas), a heterogeneidade inerente a este tipo de material poderá estar na origem destas diferenças, assim como a alimentação do material a separar, visto esta ter sido feita manualmente, variações na descarga de material poderão ter contribuído para tais diferenças.

Observou-se também que a diminuição do ângulo de inclinação do tabuleiro contribuiu muito para o aumento do R.P.O., ao passo que a variação de caudal, apesar das variações existentes, permitiu obter um R.P.O. dentro da mesma gama de valores, entre 52 % e 70 %.

Relativamente ao Lote 2, na comparação dos valores de R.P.O. obtidos e os do ensaio 2 da **Tabela 4**, observaram-se grandes discrepâncias, apresentando a primeira valores de R.P.O. para as duas classes granulométricas consideradas entre 7 % e 31 %, muito abaixo dos obtidos previamente, entre 52 % e 70 %.

Como tal, não foi correto assumir que os parâmetros de operação obtidos para o Lote 1 seriam iguais para o Lote 2, muito devido às diferenças entre as partículas constituintes das duas classes granulométricas das Frações 1 e 2 do Lote 2.

No Lote 1 o arrastamento dos flocos metálicos pelas partículas metálicas filamentosas observado durante a realização do ensaio, em conjunto com os restantes parâmetros (inclinação e caudal de água de lavagem), contribuíram para o aumento da quantidade de material, predominantemente metálico, que saía na zona de recolha do concentrado.

Dada a inexistência de partículas filamentosas no Lote 2, os flocos metálicos não eram submersos e por isso deslizavam por cima dos *riffles*, saindo na zona de descarga de estéreis.

A observação visual dos concentrados permitiu-nos concluir que estes eram ricos em elementos metálicos e que possuíam uma reduzida quantidade de elementos não metálicos. Contudo, elementos metálicos também eram visíveis nos estéreis, mas em reduzida quantidade.

Assim sendo, o aumento do R.P.O. para as classes granulométricas em causa das frações do Lote 2, pode passar, fundamentalmente, por um ajustamento no caudal da água de lavagem, mantendo no entanto, o mesmo ângulo de inclinação.

7.3.2.2 Observação por Lupa Estereoscópica

Após a Separação Hidrogravítica, as diferentes porções de materiais obtidos foram observadas com uma lupa estereoscópica por forma a avaliar qualitativamente a sua constituição metálica.

Nas **Figura 34 e 35** apresentam-se as observações da classe granulométrica $-1,70 +0,850$ mm da Fração 1 e 2 do Lote 1, respetivamente.

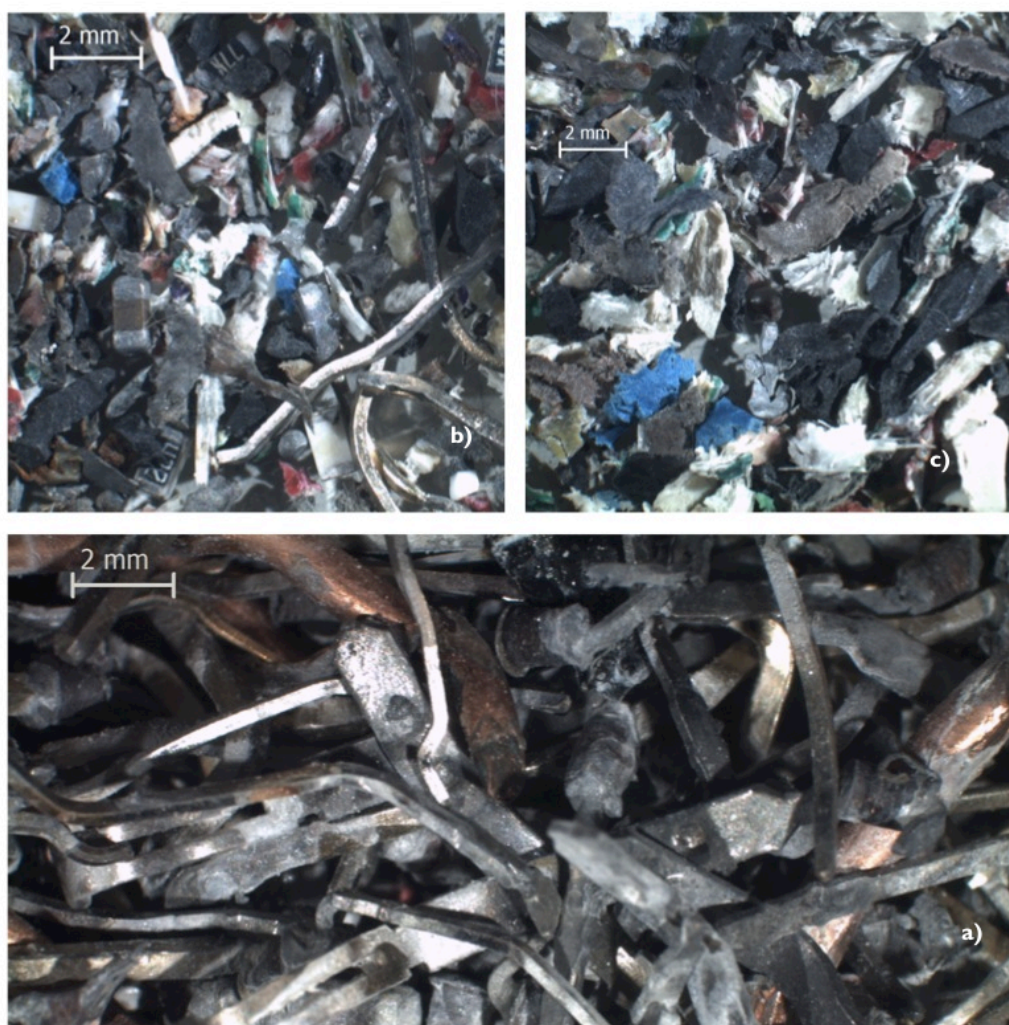


Figura 34: Observação do resultado da Separação Hidrogravítica para a classe granulométrica $-1,70 +0,850$ mm, Fração I, Lote I: a) concentrado; b) misto; c) estéril.

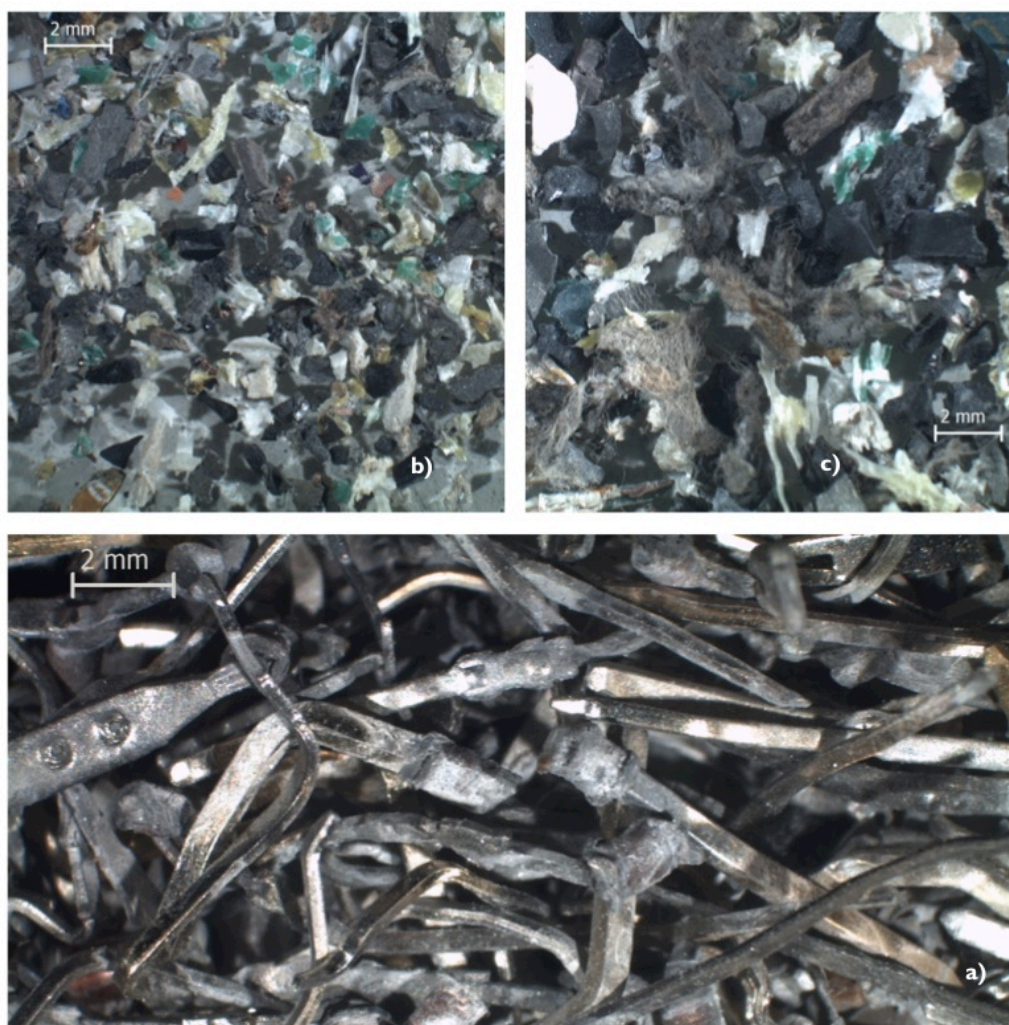


Figura 35: Observação do resultado da Separação Hidrogravítica para a classe granulométrica -1,70 +0,850 mm, Fração 2, Lote I: a) concentrado; b) misto; c) estéril.

Em ambas as frações foi possível identificar um produto de características intermédias, entre o concentrado e o estéril, o qual foi denominado de misto.

A análise das **Figura 34 e 35** permite verificar que ambas possuem um concentrado constituído essencialmente por elementos metálicos – filamentos e flocos – sendo os primeiros mais abundantes. Observou-se também que alguns destes elementos metálicos apresentavam cores acobreadas e douradas.

O misto era constituído por uma mistura predominante de elementos metálicos e não metálicos.

Relativamente ao estéril, a sua constituição era maioritariamente não metálica, com a predominância de fragmentos poliméricos, alguns de cor esverdeada.

Nas **Figuras 36 e 37** apresentam-se as imagens relativas à classe granulométrica - 0,850 +0,425 mm das Frações 1 e 2 do Lote I.



Figura 36: Observação do resultado da Separação Hidrogravítica para a classe granulométrica $-0,850 +0,425$ mm, Fração I, Lote I: a) concentrado; b) estéril.

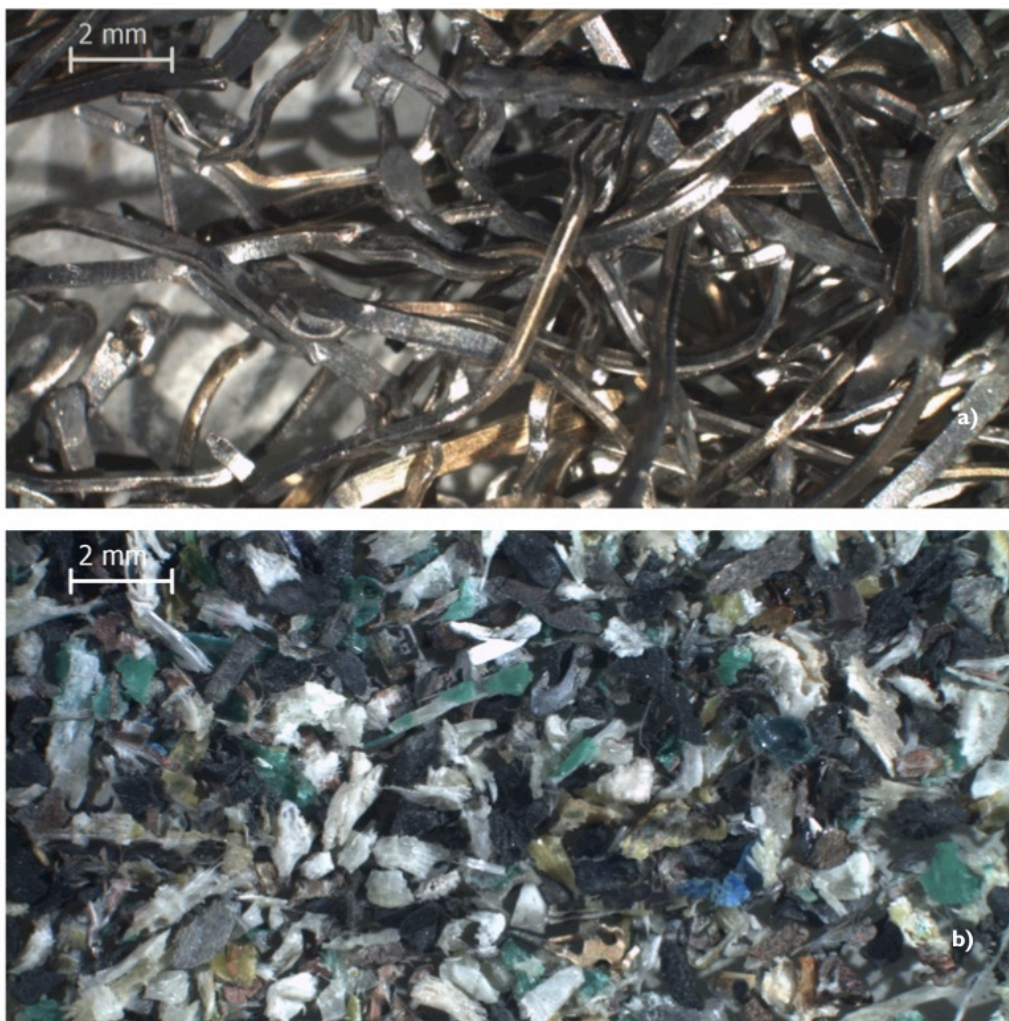


Figura 37: Observação do resultado da Separação Hidrogravítica para a classe granulométrica $-0,850 +0,425$ mm, Fração 2, Lote 1: a) concentrado; b) estéril.

A análise das **Figuras 36 e 37**, permitiu identificar um concentrado composto na sua maioria, por elementos metálicos filamentosos, alguns de cor dourada e um estéril composto maioritariamente por elementos não metálicos, com predominância de fragmentos poliméricos, similar ao observado na classe granulométrica anterior, para os mesmos produtos. Nesta classe granulométrica não se obtiveram mistos.

Nas **Figura 38 e 39** apresentam-se as imagens relativas à classe granulométrica $-1,70 +0,850$ mm da Fração 1 e da Fração 2 do Lote 2, respetivamente.

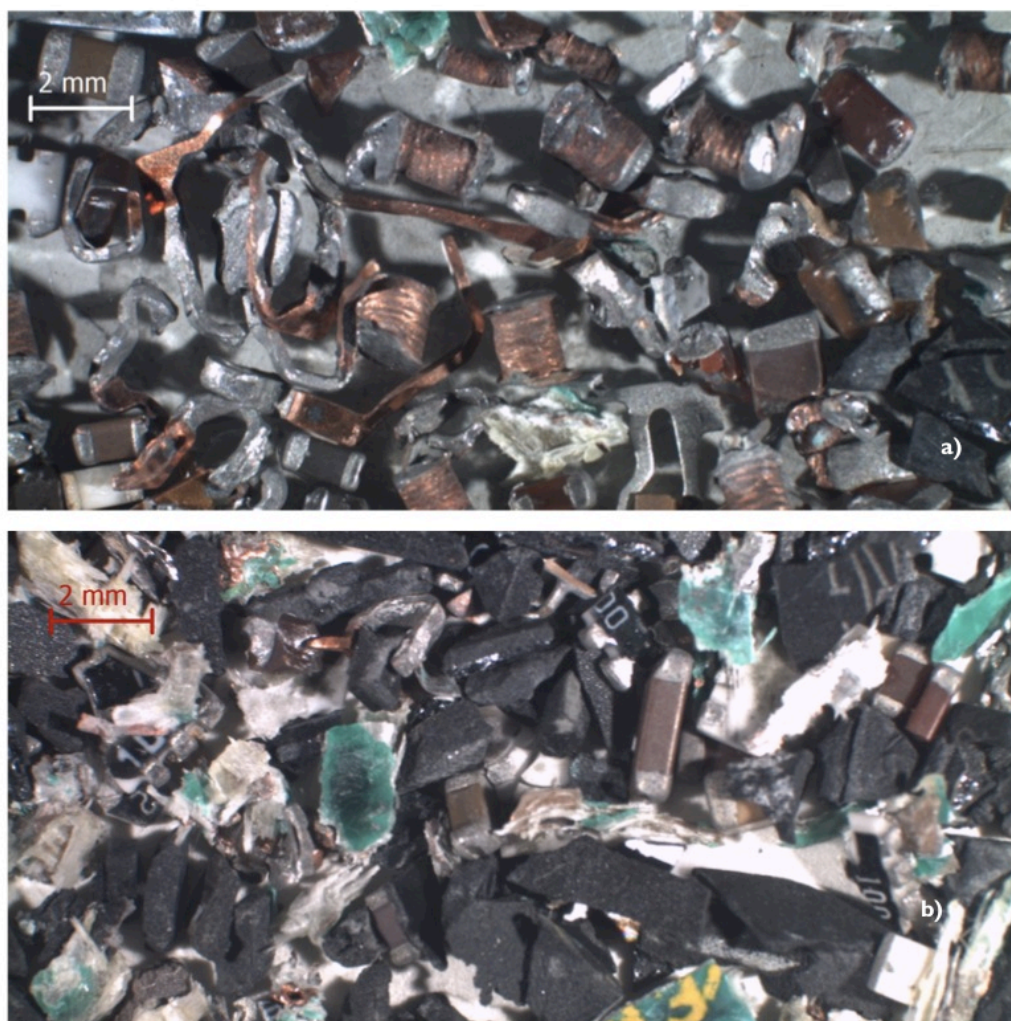


Figura 38: Observação do resultado da Separação Hidrogravítica para a classe granulométrica $-1,70 +0,850$ mm, Fração I, Lote 2: a) concentrado; b) estéril.

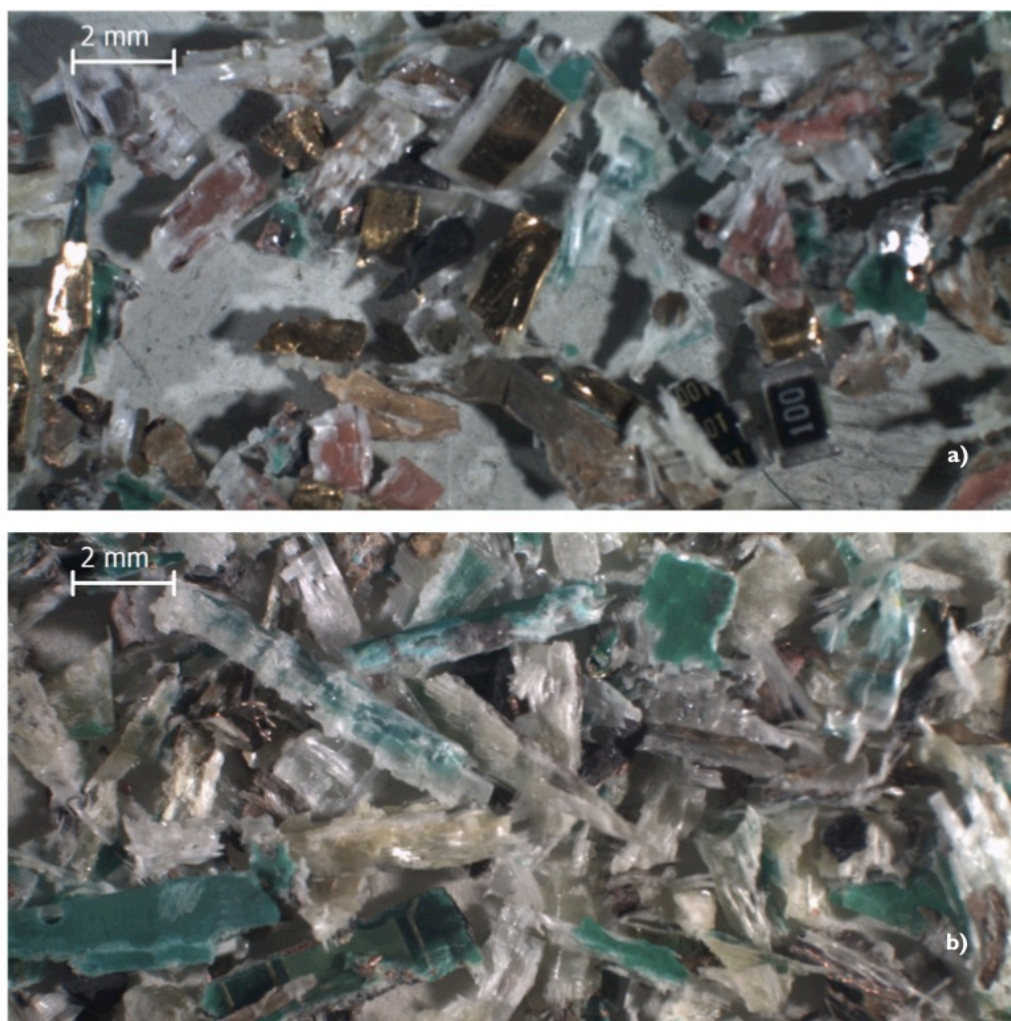


Figura 39: Observação do resultado da Separação Hidrogravítica para a classe granulométrica $-1,70 +0,850$ mm, Fração 2, Lote 2: a) concentrado; b) estéril.

A análise das **Figuras 38 e 39**, permitiu observar que ambas possuíam um concentrado constituído por elementos metálicos - filamentos e flocos - de cor acobreada, para a primeira e somente flocos de cor dourada para a segunda, apresentando esta ainda alguns fragmentos poliméricos de cor esverdeada.

Em nenhuma das frações foi possível identificar mistos, e relativamente ao estéril verificou-se que tinham uma constituição maioritariamente não metálica, com a predominância de fragmentos poliméricos, alguns de cor esverdeada.

Nas **Figuras 40 e 41** apresentam-se as imagens obtidas da classe granulométrica $-0,850 +0,425$ mm das Frações 1 e 2 do Lote 2.

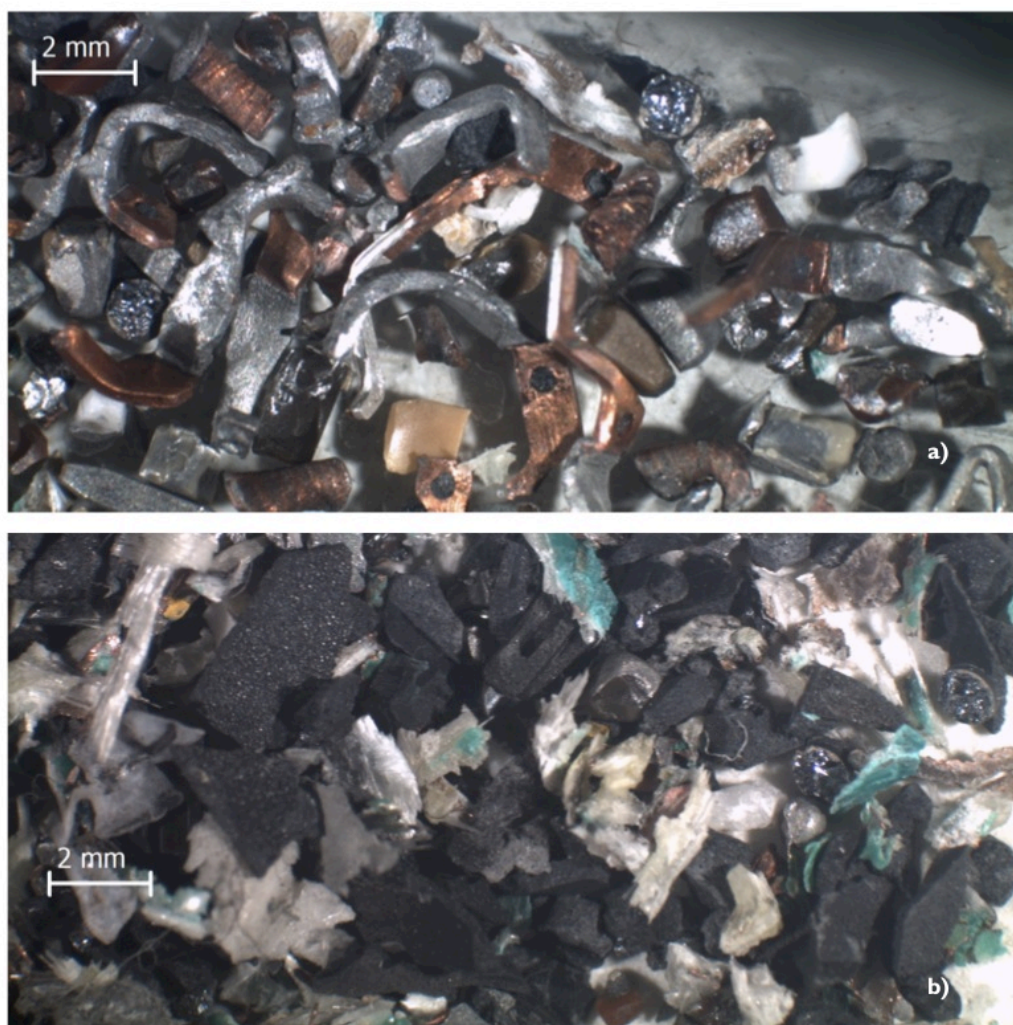


Figura 40: Observação do resultado da Separação Hidrogravítica para a classe granulométrica $-0,850 +0,425$ mm, Fração I, Lote 2: a) concentrado; b) estéril.

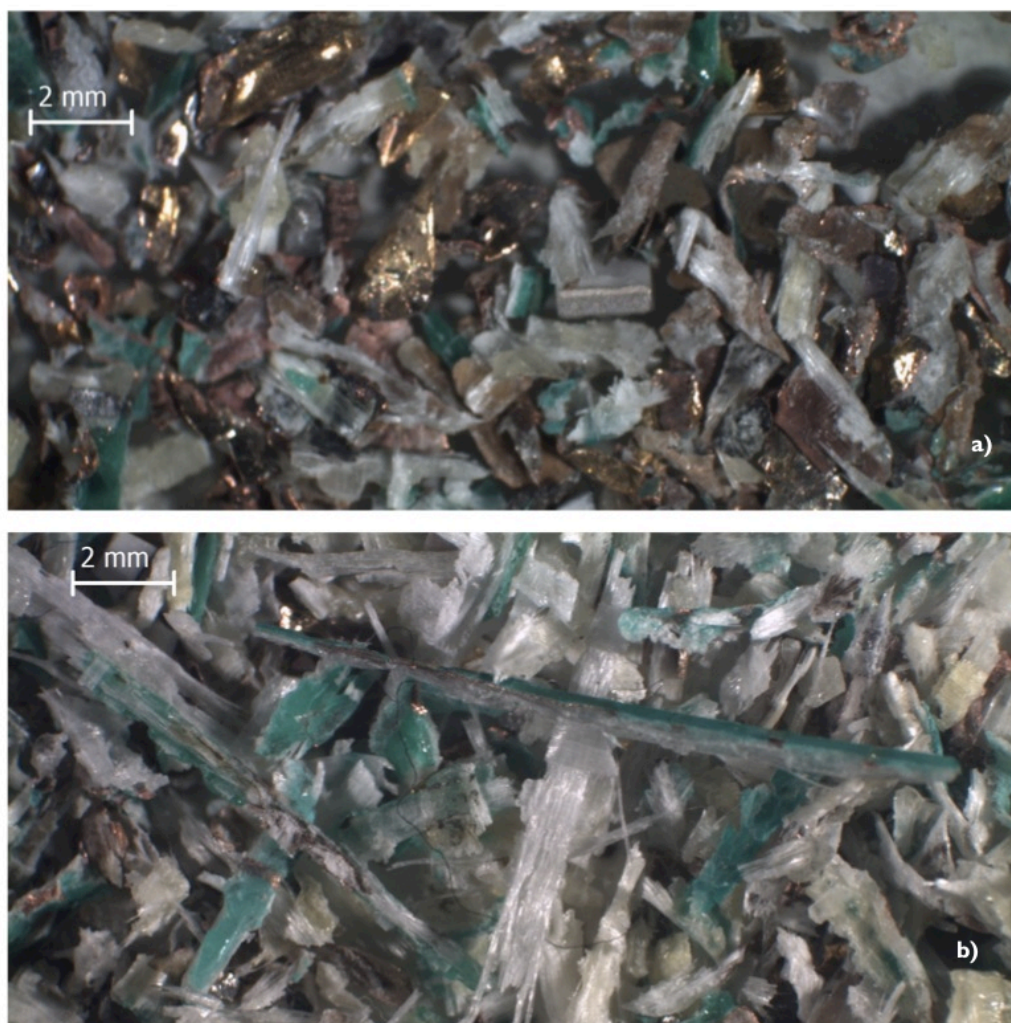


Figura 41: Observação do resultado da Separação Hidrogravítica para a classe granulométrica $-0,850 +0,425$ mm, Fração 2, Lote 2: a) concentrado; b) estéril.

Na análise das **Figuras 40 e 41**, observou-se um concentrado, composto na sua maioria por elementos metálicos, alguns de cor acobreada na primeira fração, e um concentrado composto por elementos metálicos de cor dourada e fragmentos poliméricos, na segunda fração.

O estéril, em ambas as frações, era constituído maioritariamente por elementos não metálicos com predominância de fragmentos poliméricos, similar ao observado anteriormente para os restantes estéreis. Nesta classe granulométrica não se obtiveram mistos.

As observações realizadas permitiram visualizar concentrados ricos em elementos metálicos, e estéreis pobres, como era pretendido, para todas as frações.

Contudo, as menores frações do segundo lote apresentavam ainda alguns fragmentos poliméricos.

De seguida foi realizada a determinação do ouro e cobre das classes estudadas, em ambos os lotes.

7.3.2.3 Determinação analítica do Teor de Cobre e Ouro

Após a separação hidrogravítica, realizou-se nova determinação analítica dos teores de cobre e ouro, por forma a comparar estes com os obtidos inicialmente.

Nas **Figuras 42 e 43** apresentam-se as concentrações obtidas para o ouro, após as etapas de enriquecimento - Separação Magnética e Separação Hidrogravítica - e respetiva comparação com as obtidas inicialmente para as Frações 1 e 2 do Lote I.

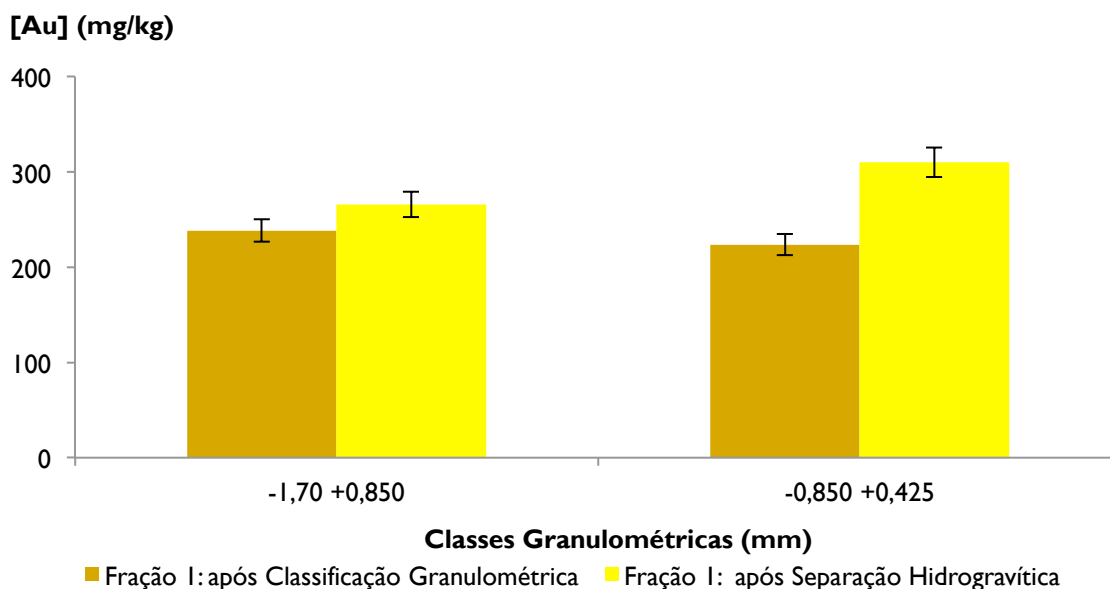


Figura 42: Concentração de ouro nas classes granulométricas em estudo da Fração 1 do Lote I, após a Classificação Granulométrica e após a Separação Magnética e Hidrogravítica.

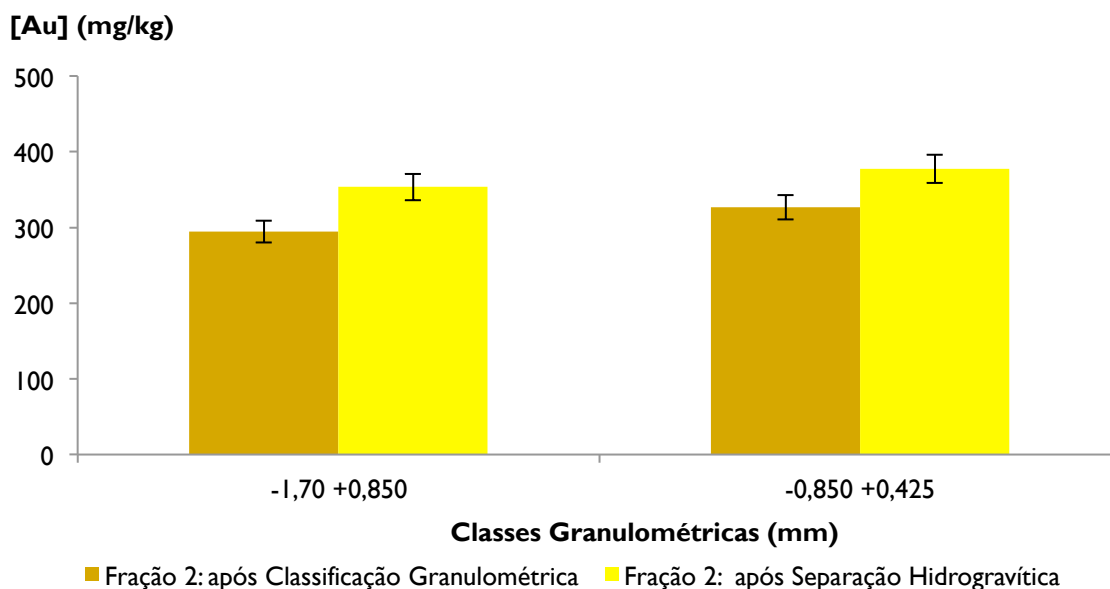


Figura 43: Concentração de ouro nas classes granulométricas em estudo da Fração 2 do Lote I, após a Classificação Granulométrica e após a Separação Magnética e Hidrogravítica.

No que respeita às concentrações de ouro obtidas para o Lote I, verificou-se um aumento após as etapas de enriquecimento em ambas as frações, com distribuições similares entre classe granulométricas da mesma fração.

Na primeira fração deste lote, na classe granulométrica maior registou-se um aumento de cerca de 12 % relativamente à concentração inicial, enquanto para a classe granulométrica menor, obteve-se um aumento de 39 % relativamente à concentração inicial.

Na segunda fração deste lote ocorreu também um aumento da concentração deste metal, correspondendo a 20 % na classe de granulometria mais grosseira e 16 % mais fina.

Apesar da igual constituição entre frações, as diferenças observadas poderão ser atribuídas à heterogeneidade das PCI, bem como à amostragem realizada, podendo esta não ter sido representativa.

Nas **Figuras 44 e 45** apresentam-se as concentrações obtidas para o cobre, após as etapas de enriquecimento e respetiva comparação com os valores obtidos inicialmente para as Frações I e 2 do Lote I.

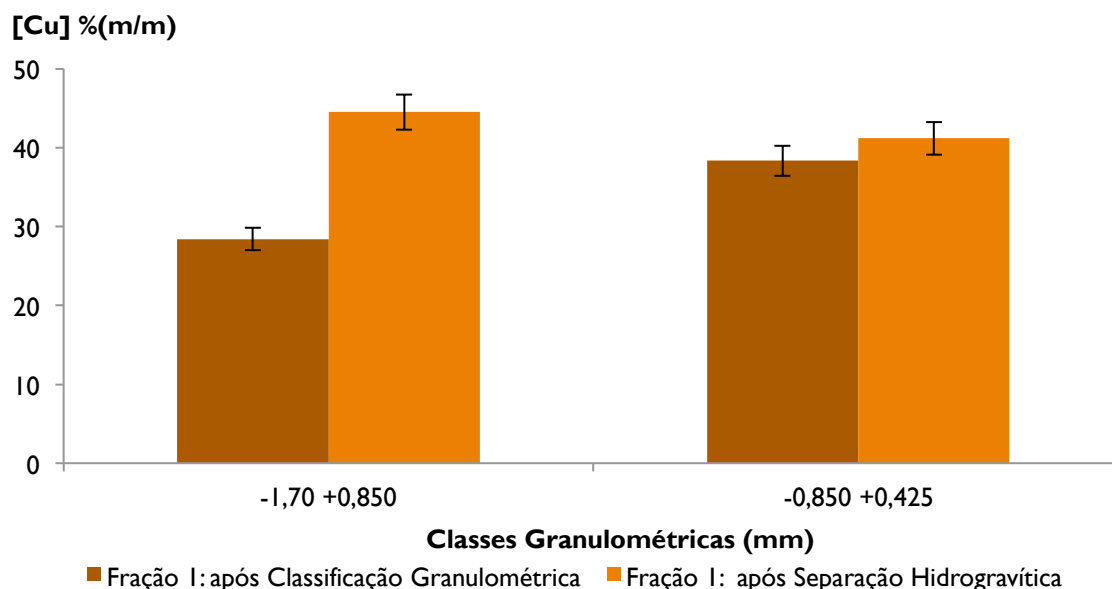


Figura 44: Concentração de cobre nas classes granulométricas em estudo da Fração I do Lote I, após a Classificação Granulométrica e após a Separação Magnética e Hidrogravítica.

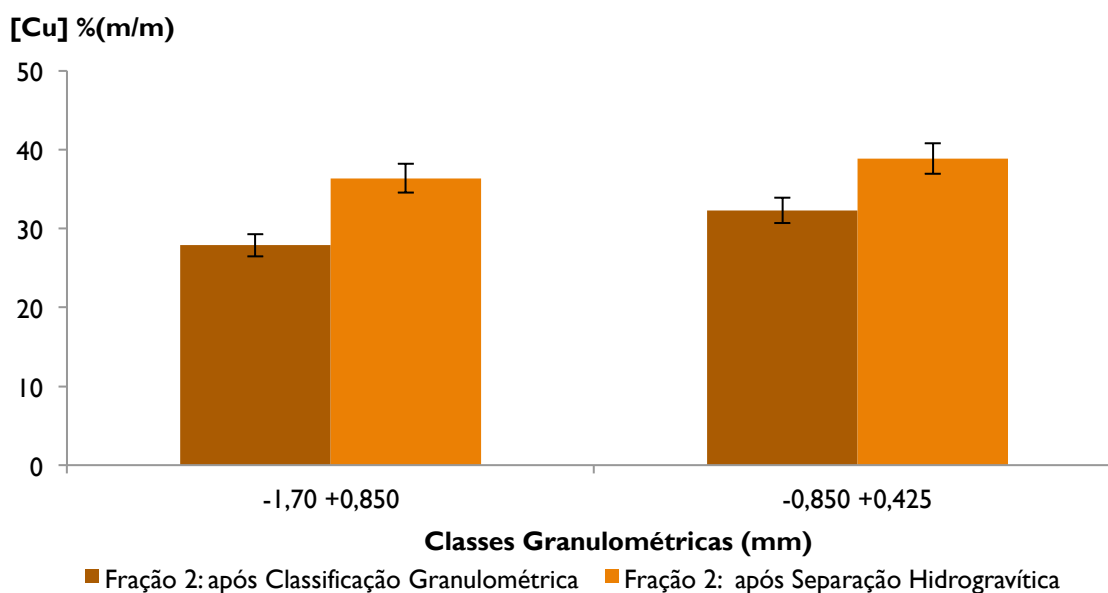


Figura 45: Concentração de cobre nas classes granulométricas em estudo da Fração 2 do Lote 1, após a Classificação Granulométrica e após a Separação Magnética e Hidrogravítica.

Para o caso do cobre, verifica-se também um aumento da sua concentração em ambas as frações. Na Fração 1, para a classe granulométrica mais grosseira registou-se um aumento de 57 % e para classe granulométrica menor observou-se um aumento de 7 %, relativamente à concentração inicial.

Na segunda fração, para a primeira classe granulométrica, obteve-se um aumento de 30 %, e para a segunda classe granulométrica um aumento de 20 %, relativamente às suas concentrações iniciais.

Após a análise dos resultados obtidos para o Lote 1, constatou-se que tanto o ouro como o cobre se distribuem de forma relativamente similar, quantitativamente, pelas classes granulométricas em estudo em ambos os lotes.

O processo estudado permitiu um aumento da concentração de ouro entre os 12 e os 38 % e do cobre entre 7 e 57 %. No caso do cobre, o processo foi mais eficiente em ambas as frações na classe granulométrica maior, com aumento das concentrações entre 30 % e 50 %.

As diferenças de valores obtidos entre frações do mesmo lote deverão ser devidas à heterogeneidade do material em causa.

Nas **Figuras 46 e 47** apresentam-se as concentrações obtidas após o tratamento para o ouro e respetiva comparação com os valores determinados inicialmente para as classes no caso das Frações 1 e 2 do Lote 2.

Relativamente às concentrações de ouro obtidas para o Lote 2, observou-se um aumento deste em ambas as frações, apresentando distribuições distintas, indicativas das diferentes composições da cada fração, já anteriormente reportadas.

Na primeira fração deste lote, na classe granulométrica maior, registou-se um aumento de 104 % e na classe granulométrica menor obteve-se um aumento de 40 %, relativamente às concentrações iniciais. No caso da Fração 2, na classe granulométrica maior registou-se um aumento de 38 % e na segunda classe granulométrica registou-se um aumento de 95 %, relativamente às concentrações iniciais.

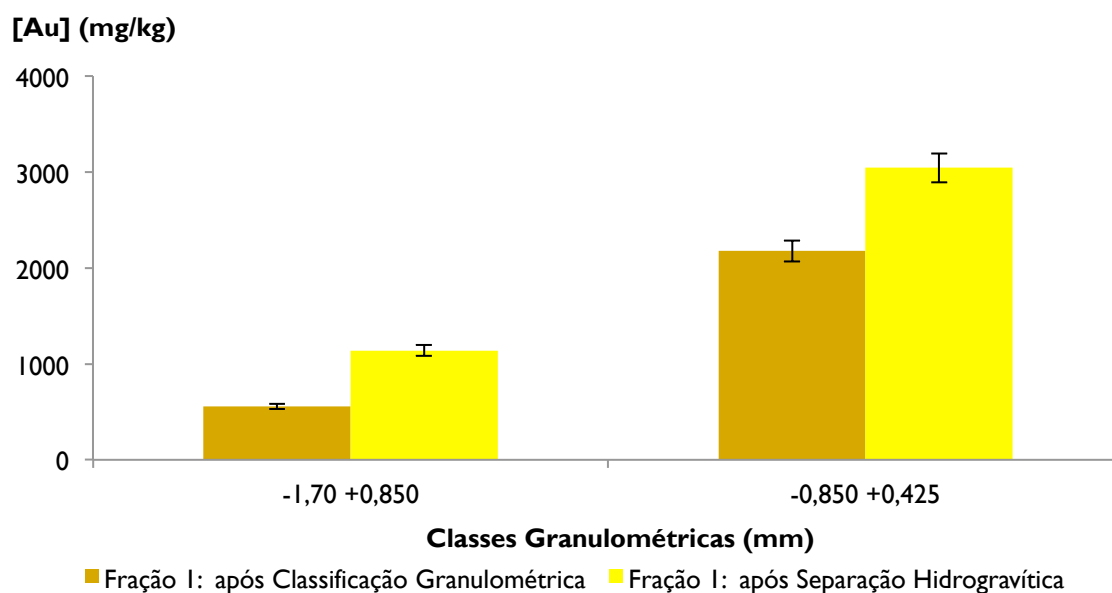


Figura 46: Concentração de ouro nas classes granulométricas em estudo da Fração 1 do Lote 2, após a Classificação Granulométrica e após a Separação Magnética e Hidrogravítica.

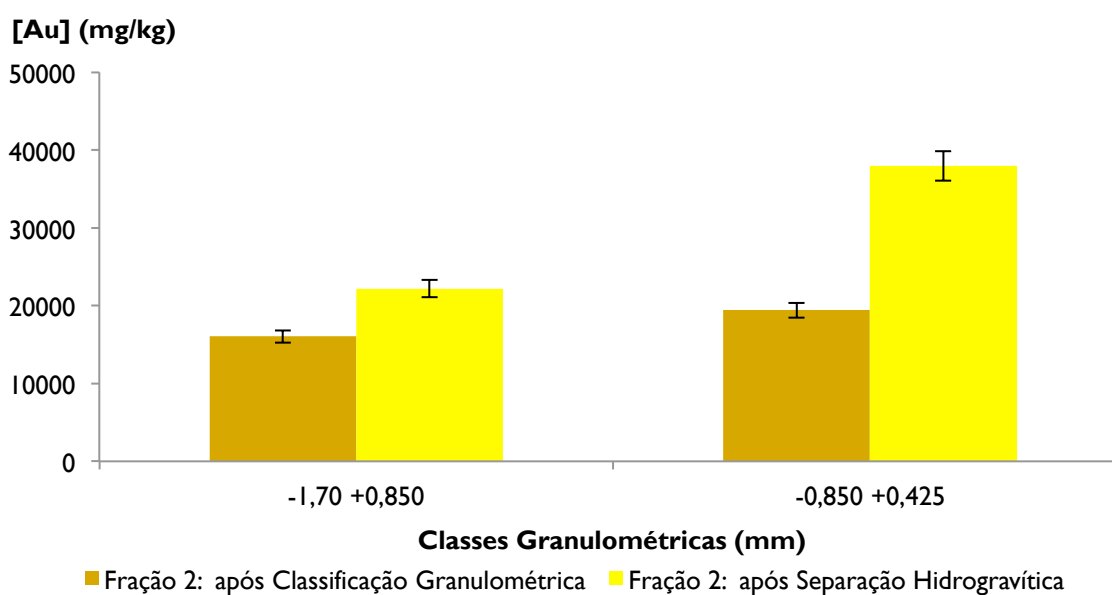


Figura 47: Concentração de ouro nas classes granulométricas em estudo da Fração 2 do Lote 2, após a Classificação Granulométrica e após a Separação Magnética e Hidrogravítica.

Nas **Figuras 48 e 49** apresentam-se as concentrações obtidas após o tratamento para o cobre e respectiva comparação com os valores determinados inicialmente para as classes no caso das Frações 1 e 2 do Lote 2.

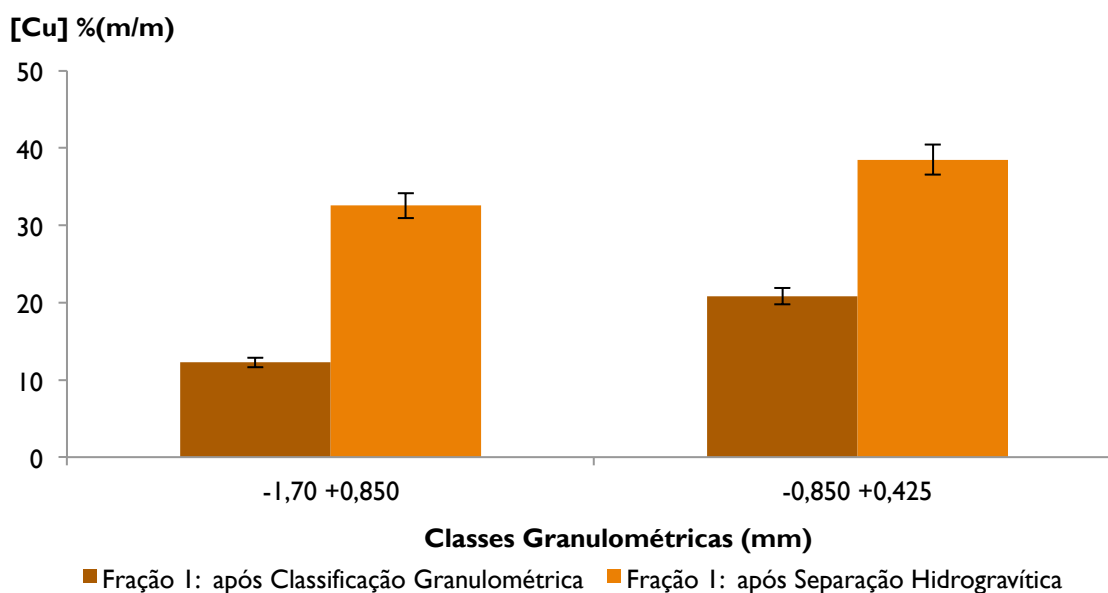


Figura 48: Quantidades de cobre nas classes granulométricas em estudo da Fração 1 do Lote 2, após a Classificação Granulométrica e após a Separação Magnética e Hidrogravítica.

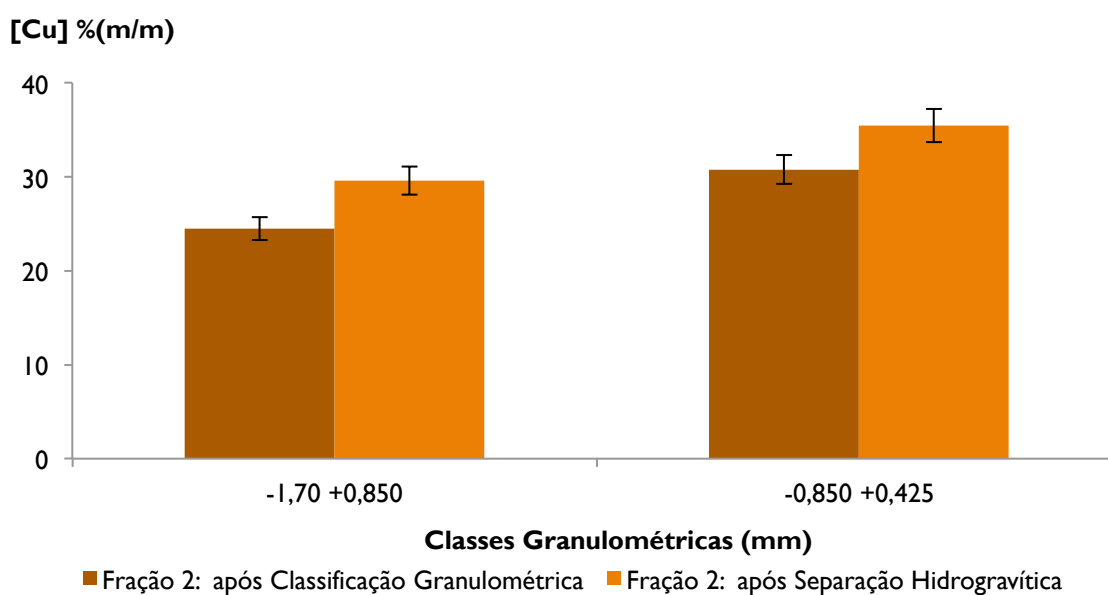


Figura 49: Quantidades de cobre nas classes granulométricas em estudo da Fração 2 do Lote 2, após a Classificação Granulométrica e após a Separação Hidrogravítica.

No que respeita às concentrações de cobre obtidas, a diferente constituição das duas frações deste lote volta a evidenciar-se.

A primeira fração apresentou para a classe granulométrica maior um aumento de 165 % relativamente a concentração inicial e para a classe granulométrica menor um aumento de 85 % na mesma relação.

Relativamente à Fração 2, a primeira classe granulométrica apresentou um aumento de 20 % e a segunda classe granulométrica um aumento de 15 %, relativamente às respetivas concentrações iniciais.

Após a análise dos resultados obtidos para o Lote 2, constatou-se o maior aumento de concentração de ouro, 104 %, ocorreu na maior classe granulométrica da Fração 1, seguida pelo aumento obtido na menor classe granulométrica do Lote 2, 95 %.

O cobre também apresentou concentrações similares nas duas classes granulométricas em cada fração, tendo contudo obtido os maiores aumentos, de 165 % e 85 %, na primeira fração, em ambas as classes.

O enriquecimento em ouro e cobre, das classes granulométricas em estudo, realizado pelas etapas de Separação Magnética e Separação Hidrogravítica, foi significativo em ambos os lotes.

7.4 Avaliação e Discussão do processo Desenvolvido

O trabalho realizado centrou-se na utilização de processos físicos/mecânicos para o enriquecimento de classes granulométricas obtidas aquando do processo convencional de preparação dos resíduos de PCI para reciclagem ou outras formas de valorização.

Na **Figura 50** é apresentado um fluxograma das principais operações realizadas e respetivos balanços mássicos, com o intuito de possibilitar uma melhor compreensão/discussão do processo desenvolvido.

Este trabalho foi realizado tendo por base uma quantidade de 7,84 kg de vários tipos de PCI, como referido anteriormente, a partir da qual se realizaram dois lotes, divididos em duas frações cada. As frações do Lote 1 eram constituídas por *motherboards* e placas gráficas, e as frações do Lote 2 por placas de memória RAM e placas *modem*. O primeiro lote possibilitou a validação os resultados, enquanto a diferença entre ambos os lotes permitiu inferir sobre quais os tipos de PCI que seriam mais interessantes triar, considerando os metais em estudo.

A etapa de Desmantelamento visou a remoção de componentes da superfície das PCI e o posterior corte destas. Nos elementos removidos, observou-se a existência de elementos metálicos de dimensões consideráveis, aptos para a valorização imediata.

Na etapa de Cominuição, o resíduo foi exposto à ação de forças de corte e cisalhamento, que conjuntamente com os diferentes comportamentos mecânicos dos materiais constituintes das PCI possibilitou a libertação do metal nelas embutidas. O comportamento diferencial apresentado pelos diversos elementos dotou as partículas resultantes da fragmentação das propriedades necessárias para a sua posterior separação.

A Classificação Granulométrica, realizada com um agitador de peneiros e numa série de peneiros ASTM, permitiu obter 6 classes granulométricas (**Figura 21**). A escolha dos lotes foi feita tendo por base os calibres de trabalho dos diferentes equipamentos de separação utilizados, bem como as pesquisas bibliográficas [12–20,44].

As etapas de cominuição e classificação decorreram ao longo de 4 horas, traduzindo-se num consumo total de 2,8 kWh.

Relativamente às frações do primeiro lote obtiveram-se teores de ouro de 0,01 % e de cobre entre 14 % e 20 %. Nas frações do segundo lote, registaram-se teores de ouro entre 0,05 % e 0,61 % e de cobre entre 10 % e 21 %. A comparação dos teores de cobre e ouro obtidos no primeiro lote com os encontrados na bibliografia permite corroborar os resultados obtidos, visto estes encontrarem-se dentro da gama apresentada bibliograficamente - ouro: 0,01 % a 0,02 % e cobre: 15 % a 25 % [12–20].

No lote 2, os teores cobre foram em geral similares aos obtidos no Lote 1. No que diz respeito ao ouro, os teores foram muito superiores aos do Lote 1, bem como aos valores encontrados na literatura. Tais diferenças dever-se-ão às PCI que constituíram as frações deste lote.

No que respeita às classes granulométricas, os teores de ouro e cobre mais elevados foram encontrados nas menores classes granulométricas, $-1,70 +0,850$ mm, $-0,850 +0,425$ mm e $-0,425$ mm, como se verificou nos trabalhos consultados durante pesquisa bibliográfica [12–20].

Na bibliografia consultada não foi encontrado qualquer estudo comparativo dos teores em metal para diferentes tipos de placas, somente para resíduos de PCI, constituídos na sua maioria por *motherboards*, ou por uma mistura de placas. Contudo, a comparação entre os teores obtidos nos dois lotes mostrou que as placas de memória e de *modem* são mais ricas em ouro, comparativamente com as *motherboards* e placas gráficas. Relativamente ao cobre verificou-se que os teores eram semelhantes.

Conhecidos os teores de ouro e cobre nas várias frações e respectivas classes granulométricas constituintes, iniciaram-se os processos de enriquecimento através de duas etapas, uma de separação dos metais ferromagnéticos e outra de concentração dos metais na restante fração por um processo hidrogravítico.

Estas duas etapas decorreram ao longo de 6 horas, 40 minutos para a Separação Magnética e 5 horas e 20 minutos para a Separação Hidrogravítica, consumindo 2 kWh.

A Separação Magnética, teve como objetivo retirar a fração ferromagnética do material, visto esta comportar-se de forma igual aos restantes metais na mesa hidrogravítica, «limpando» e melhorando a alimentação nessa etapa. A Separação Hidrogravítica apresentou-se como o ponto inovador do trabalho. Esta, em conjunto com a etapa anterior, visou concentrar o ouro e cobre existentes nas classes granulométricas obtidas. Este equipamento permite tratar partículas entre os 0,04 e 4 mm ^[44]; assim sendo, testaram-se as gamas que se inseriam dentro desse intervalo: -3,35 +1,70 mm, -1,70 +0,850 mm e -0,850 +0,425 mm; estas eram também as que possuíam os teores de ouro e cobre mais elevados. Os ensaios realizados tiveram como objetivo encontrar os melhores parâmetros de operação do equipamento – ângulo de inclinação do tabuleiro e caudal de água de limpeza.

Após a realização dos testes, excluíram-se as classes granulométricas de maior e menor calibres por motivos operacionais, submetendo as duas classes granulométricas intermédias ao processo de enriquecimento. Estas foram sujeitas a duas passagens pela mesa oscilante, obtendo-se no final um concentrado e um estéril, em ambos os lotes, e além destes um misto na maior classe granulométrica do Lote 1.

No Lote 1, os teores totais obtidos foram de 0,03 % e 0,04 % para o ouro e de 44 % e 37 % para o cobre na primeira e segunda fração, respetivamente. As recuperações obtidas foram de 69 % e 68 % para o ouro e 81 % e 73 % para o cobre, nas mesmas frações respetivamente. Neste lote, a classe granulométrica -1,70 + 0,850 mm, foi a que apresentou o teor e recuperação mais elevados de 0,02 % e 70 % para o ouro e de 33 % e 97 % para o cobre.

No Lote 2, os teores totais obtidos foram de 0,15 % e 2,6 % para o ouro e de 34 % e 31 % para o cobre na primeira e segunda fração respetivamente. As recuperações obtidas foram de 15 % e 42 % para o ouro e 24 % e 32 % para o cobre, nas mesmas frações respetivamente. Neste lote, ambas as classes granulométricas da Fração 2 apresentaram teores e recuperações de ouro similares, 1,0 - 1,6 % e 41 - 43 %, e superiores aos obtidos na Fração 1.

Relativamente ao cobre, neste lote, a classe granulométrica -1,70 +0,850 mm, foi a que apresentou valores mais elevados de teor e recuperação para ambas as frações de 27 % e 22 % para a primeira e segunda fração, respetivamente. Esta classe granulométrica apresenta igualmente os valores mais elevados de recuperação de 35 % e 37 % primeira e segunda frações, respetivamente.

Noutros processos de recuperação de metais (Hidrometalúrgicos, Pirometalúrgicos e Eletrometalúrgicos) os teores e recuperações nas gamas de 0,8 – 98 % e 85 – 97 %, para o ouro e de 70 – 90 % e 70 – 100 %, para o cobre ^[15,17,29,47]. Contudo, convém salientar que estes últimos resultam da extração dos metais, ao passo que o método desenvolvido se foca numa recuperação para posterior refinação.

O processo estudado apresenta a vantagem de não gerar efluentes nocivos, podendo contribuir para uma diminuição destes nos processos hidrometalúrgicos, pirometalúrgicos e eletrometalúrgicos.

Na Cominuição das PCI verificou-se a libertação de poeiras finas, facto que poderá futuramente ser estudado, nomeadamente utilizando um processo por via húmida, como foi

mentionado na revisão do estudo publicado por Duan *et al.* [26] que poderá reduzir estas emissões. A medição das poeiras libertadas não fez parte do trabalho realizado.

Na Separação Hidrogravítica, o efluente líquido gerado, a água de lavagem, poderá ser colocado em recirculação, diminuindo o custo inerente ao seu uso e descarga, conseguindo-se assim minimizar a geração de efluentes líquidos. O estudo/aplicação de um método/equipamento de recolha de concentrados, estéreis e mistos, mais eficiente evitará que partículas existentes possam entupir o sistema de recirculação.

Os estéreis gerados, na Separação Hidrogravítica, basicamente constituídos por elementos poliméricos, poderão ser encaminhado para outros processos de valorização, tais como a incorporação em resinas termoplásticas, em betão e/ou asfalto [49]. Contudo, atendendo ao valor dos metais preciosos, deve verificar-se que não têm um teor considerado económico.

Verificou-se que apesar das placas de memória e de *modem* (Lote 2) possuírem dimensões inferiores às placas gráficas e motherboards (Lote 1), estas apresentaram teores mais elevados de ouro e cobre.

Atendendo aos valores de teor obtidos para o Lote 2, seria de esperar que fossem obtidas maiores recuperações de ouro para este lote, o mesmo não foi verificado experimentalmente tendo sido este facto devido a perdas de metal no processo que ainda necessita de ser mais afinado, apesar de, ter evidenciado permitir resultados promissores.

Considerando estes teores é possível afirmar que a triagem das placas poderá vir a resultar posteriormente em maiores recuperações de metais.

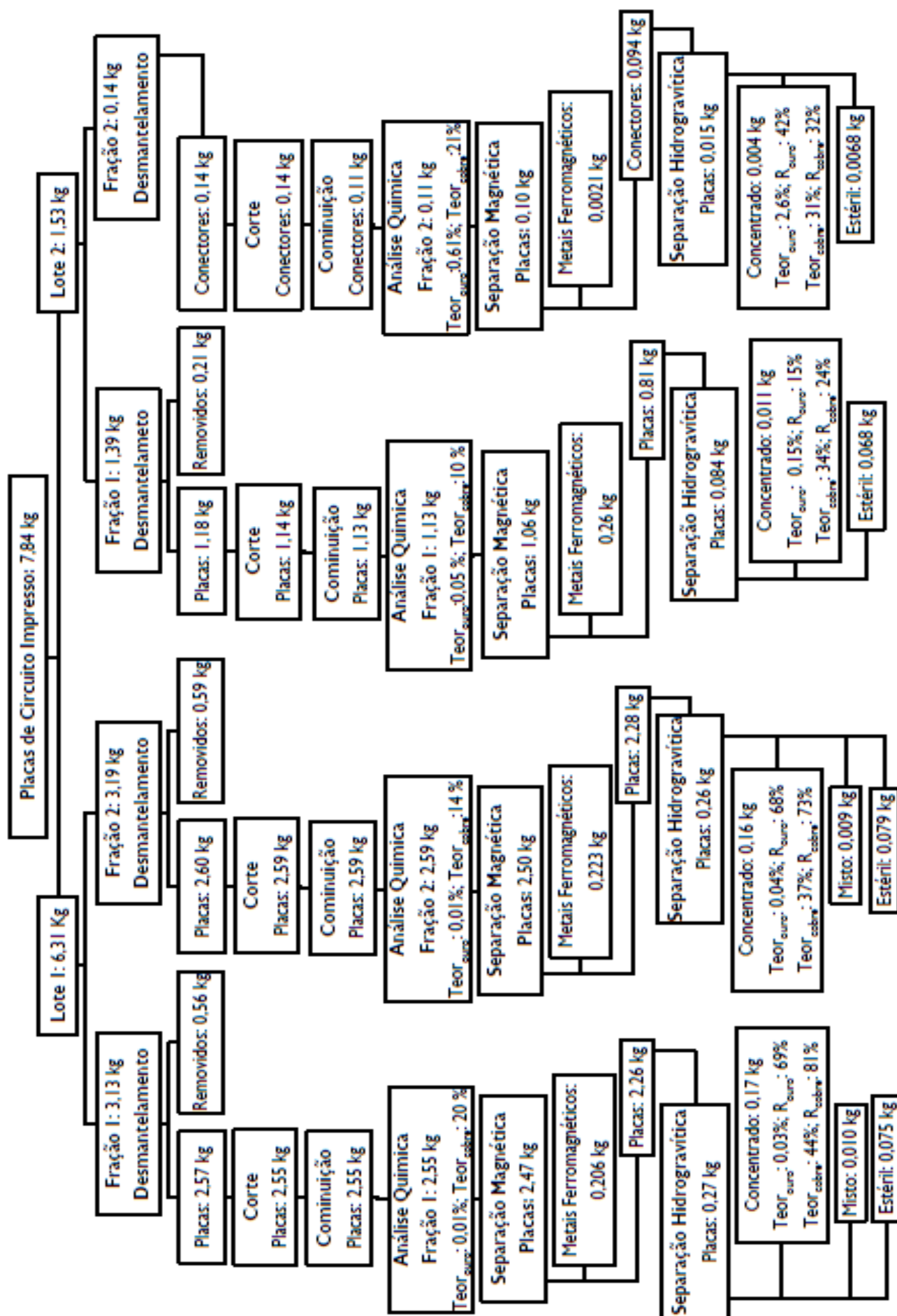


Figura 50: Fluxograma do processo desenvolvido.

8 CONCLUSÕES

O processo estudado apresenta resultados interessantes em termos de aplicação em processos industriais de recuperação de materiais, mais concretamente no caso dos metais presentes nas placas de circuito impresso.

Numa etapa inicial é indispensável fazer um correto pré-processamento das placas, para obter um menor fluxo de materiais indesejáveis, de forma a minimizar o desgaste no equipamento de cominuição, assim como aumentar a eficiência na separação dos componentes metálicos.

Nas várias etapas constituintes do processo, ocorreram reduzidas perdas de massa, consideradas desprezáveis, relacionadas com o equipamento utilizado e com o desenvolvimento do processo em si.

As etapas iniciais foram similares às utilizadas nas tecnologias convencionais de valorização de resíduos de PCI: Desmantelamento, Cominuição e Classificação granulométrica.

Mediante as observações realizadas e as concentrações determinadas foi possível concluir que a libertação de metal do laminado ocorreu principalmente nas classes granulométricas $-1,70 + 0,850$ mm e $-0,850 + 0,425$ mm, para ambos os lotes estudados, registando estas as concentrações mais elevadas de ouro e cobre (Lote 1: 238 e 327 mg/kg e 28 e 38 % (m/m), respetivamente; Lote 2: 556 e 19 422 mg/kg e 12 e 31 % (m/m), respetivamente).

As concentrações de cobre registadas para as placas *modem* e de memória RAM são próximas das concentrações registadas para as *motherboard* e placas gráficas. As concentrações de ouro são bastante superiores nas placas *modem* e de memória RAM quando comparadas com as *motherboard* e placas gráficas. Mediante tal, uma triagem das placas de memória e de *modem*, focada para a valorização, possibilitaria obter uma maior quantidade deste metal.

A Separação Magnética permitiu triar componentes ferromagnéticos nessas classes, aproximadamente 1 – 3 % (m/m) para o primeiro lote e 13 % (m/m) para o segundo lote.

A Separação Hidrogravítica permitiu separar os elementos metálicos restantes dos não metálicos, sendo que relativamente à mesa oscilante utilizada, o caudal da água de lavagem, a inclinação do tabuleiro e a forma das partículas mostraram influenciar significativamente a sua operação.

Como tal, para o estudo em questão, um caudal de água de lavagem de 10,7 L/min e uma inclinação de $3,5^\circ$ foram os parâmetros que permitiram obter para o Lote 1, um R.P.O. entre 56 e 62 % para a menor classe granulométrica, $-0,850 + 0,425$ mm, e um R.P.O. entre 63 e 69 % para a classe granulométrica maior, $-1,70 + 0,850$ mm. Os R.P.O. obtidos para o Lote 2, de 15 e 31 % para a maior classe granulométrica analisada e de 7 e 21 % para a menor classe granulométrica analisada, levaram a concluir que tais parâmetros anteriormente mencionados, nomeadamente o caudal de água de lavagem, selecionados previamente para o primeiro lote, não são os melhores para o segundo lote de resíduos.

Após a Separação Hidrogravítica, no Lote 1 obtiveram-se aumentos na concentração entre os 12 % e 39 % para o ouro e entre 7 % e 57 % para o cobre. No segundo lote os aumentos de concentração obtidos foram entre 38 % e 104 % para o ouro e entre 15 % e 165 % para o cobre. Mediante tal, concluiu-se que a mesa oscilante permite concentrar estes metais.

No primeiro lote, a classe granulométrica $-1,70 + 0,850$ mm foi a que apresentou o teor e recuperação mais elevados, 0,02 % e 70 % para o ouro e 33 % e 97 % para o cobre.

No segundo lote, ambas as classes granulométricas da Fração 2 apresentaram teores e recuperações de ouro similares, 1,0–1,6 % e 41–43 %, e superiores aos obtidos na Fração 1.

Relativamente ao cobre, a classe granulométrica -1,70 +0,850 mm foi a que apresentou valores mais elevados de teor e de recuperação para ambas as frações entre 22 % e 27 % e 35 % e 37 %, respetivamente.

Em suma, conclui-se que para obter uma recuperação de metais mais eficiente, seria conveniente utilizar-se um processo de cominuição que originasse um produto de calibre entre 0,425 mm e 1,70 mm, por forma a maximizar o metal libertado da matriz de epóxi.

A concentração por mesa oscilante, após separação magnética, necessita ainda de otimização mas mostrou ser uma técnica com um potencial atrativo, do ponto de vista económico, para permitir a produção de um concentrado de elevado valor acrescentado.

BIBLIOGRAFIA

1. Li J, Shrivastava P, Gao Z, Zhang H. Printed circuit board recycling: A state-of-the-art survey. *IEEE Transactions on Electronics Packaging Manufacturing*. pp 33–42. 2004;
2. Wen X, Duan C, Jiao H, Zhao Y, Zhou X, Song S. Study on metals recovery from discarded printed circuit boards by physical methods. *Proceedings of the 2005 IEEE International Symposium on Electronics and the Environment*. pp 121–128. 2005;
3. Huang K, Guo J, Xu Z. Recycling of waste printed circuit boards: a review of current technologies and treatment status in China. *Journal of Hazardous Materials*. pp 399–408. 2009;
4. Abrantes R. Reciclagem de Placas de Circuito Impresso: Optimização da Operação de Processamento Físico. *Intituto Superior Técnico da Universidade Técnica de Lisboa*. pp 97. 2009.
5. Tuncuk A, Stazi V, Akcil A, Yazici EY, Deveci H. Aqueous metal recovery techniques from e-scrap: Hydrometallurgy in recycling. *Minerals Engineering*. pp 28–37. 2012;
6. Veit H. Reciclagem de cobre de sucatas de placas de circuito impresso. *Universidade Federal do Rio Grande do Sul*. pp 115. 2005.
7. Bernardes I. Reciclagem de Placas de Circuitos Electrónicos. *Faculdade de Ciências e Tecnologia da Universidade Nova de Lisboa*. pp 159. 2009.
8. Tan Z, He Y, Xie W, Duan C, Zhou E, Yu Z. Size distribution of wet crushed waste printed circuit boards. *Mining Science and Technology*. pp 359–363. 2011;
9. Moraes V. Recuperação de metais a partir do processamento mecânico e hidrometalúrgico de placas de circuito impresso de celulares obsoletos. *Escola Politécnica da Universidade de São Paulo*. pp 135. 2011.
10. Zeng X, Zheng L, Xie H, Lu B, Xia K, Chao K, et al. Current Status and Future Perspective of Waste Printed Circuit Boards Recycling. *Procedia Environmental Sciences*. pp 590–597. 2012;
11. Wang X, Gaustad G. Prioritizing material recovery for end-of-life printed circuit boards. *Waste Management*. pp 1903–1913. 2012;
12. Goosey M, Kellner R. Recycling technologies for the treatment of end of life printed circuit boards (PCBs). *Circuit World*. pp 33–37. 2003;
13. Kim B, Lee J, Seo S, Park Y, Sohn H. A process for extracting precious metals from spent printed circuit boards and automobile catalysts. *JOM*. pp 55–58. 2004;
14. Hagelüken C. Improving metal returns and eco-efficiency in electronics recycling metals smelting and refining. *Unicore Precious Metals Refining*. pp 218–223. 2006;
15. Hino T, Agawa R, Moriya Y, Nishida M, Tsugita Y, Araki T. Techniques to separate metal from waste printed circuit boards from discarded personal computers. *Journal of Material Cycles and Waste Management*. pp 42–54. 2009;

16. Yang T, Xu Z, Wen J, Yang L. Factors influencing bioleaching copper from waste printed circuit boards by *Acidithiobacillus ferrooxidans*. *Hydrometallurgy*. pp 29–32. 2009;
17. Park Y, Fray D. Recovery of high purity precious metals from printed circuit boards. *Journal of Hazardous Materials*. pp 1152–1158. 2009;
18. Yazici E, Deveci H, Alp I, Akçil A, Yazici R. Characterization of computer printed circuit boards for hazardous properties and beneficiation studies. XXV International Mineral Processing Congress. pp 4009–4015. 2010;
19. Kumar V, Lee J, Jeong J, Jha MK, Kim B, Singh R. Novel physical separation process for eco-friendly recycling of rare and valuable metals from end-of-life DVD-PCBs. *Separation and Purification Technology*. pp 145–154. 2013;
20. Yamane L, de Moraes V, Espinosa D, Tenório J. Recycling of WEEE: characterization of spent printed circuit boards from mobile phones and computers. *Waste Management*. pp 2553–2558. 2011;
21. Gold, Silver, Precious & Industrial Metals Prices - Bloomberg. Disponível em: <http://www.bloomberg.com/markets/commodities/futures/metals/>
22. Y Charts Iron Ore Spot Price. Disponível em: http://ycharts.com/indicators/iron_ore_spot_price_any_origin, accessed: November, 2013.
23. Kitco - Lead Charts and Graphs. Disponível em: <http://www.kitco.com/charts/lead.html>, accessed: November, 2013.
24. Kitco - Nickel Charts and Graphs. Disponível em: <http://www.kitco.com/charts/nickel.html>, accessed: November, 2013.
25. DIRECTIVA 2002/95/CE DO PARLAMENTO EUROPEU E DO CONSELHO.
26. Kiddee P, Naidu R, Wong MH. Electronic waste management approaches: an overview. *Waste Management*. pp 1237–1250. 2013;
27. Gerbase A, Oliveira C. Reciclagem do lixo de informática: Uma nova oportunidade para a Química. *Química Nova*. pp 1486–1492. 2012;
28. Rocchetti L, Vegliò F, Kopacek B, Beolchini F. Environmental impact assessment of hydrometallurgical processes for metal recovery from WEEE residues using a portable prototype plant. *Environmental Science & Technology*. pp 1581–1588. 2013;
29. Long L, Sun S, Zhong S, Dai W, Liu J, Song W. Using vacuum pyrolysis and mechanical processing for recycling waste printed circuit boards. *Journal of Hazardous Materials*. pp 626–632. 2010;
30. Zhang Y, Liu S, Xie H, Zeng X, Li J. Current Status on Leaching Precious Metals from Waste Printed Circuit Boards. *Procedia Environmental Sciences*. pp 560–568. 2012;
31. Zhu P, Chen Y, Wang LY, Zhou M, Zhou J. The separation of waste printed circuit board by dissolving bromine epoxy resin using organic solvent. *Waste Management*. pp 484–488. 2013;

32. Cui J, Zhang L. Metallurgical recovery of metals from electronic waste: a review. *Journal of Hazardous Materials*. pp 228–256. 2008;
33. Duan H, Hou K, Li J, Zhu X. Examining the technology acceptance for dismantling of waste printed circuit boards in light of recycling and environmental concerns. *Journal of Environmental Management*. pp 392–399. 2011;
34. Schweickardt A. Utilização de um eletrodo poroso percolado pulsado para a recuperação de prata em banhos fotográficos. Universidade de Brasília; 2006.
35. Morin D, Lips a., Pinches T, Huisman J, Frias C, Norberg a., et al. BioMinE – Integrated project for the development of biotechnology for metal-bearing materials in Europe. *Hydrometallurgy*. pp 69–76. 2006;
36. Xiang Y, Wu P, Zhu N, Zhang T, Liu W, Wu J, et al. Bioleaching of copper from waste printed circuit boards by bacterial consortium enriched from acid mine drainage. *Journal of Hazardous Materials*. pp 812–818. 2010;
37. Oliveira, P. Valorização de Placas de Circuito Impresso por Hidrometalurgia. Instituto Superior Técnico da Universidade Técnica de Lisboa. pp 320. 2012;
38. Zhang S, Forssberg E. Mechanical separation-oriented characterization of electronic scrap. *Resources, Conservation and Recycling*. pp 247–269. 1997;
39. Guo C, Wang H, Liang W, Fu J, Yi X. Liberation characteristic and physical separation of printed circuit board (PCB). *Waste Management*. pp 2161–2166. 2011;
40. Veit H, Diehl T, Salami P, Rodrigues J, Bernardes M, Tenório J. Utilization of magnetic and electrostatic separation in the recycling of printed circuit boards scrap. *Waste Management*. pp 67–74. 2005;
41. Hanafi J, Jobilong E, Christiani A, Soenarta D, Kurniawan J, Irawan J. Material Recovery and Characterization of PCB from Electronic Waste. *Procedia - Social and Behavioral Sciences*. pp 331–338. 2012;
42. Duan C, Wen X, Shi C, Zhao Y, Wen B, He Y. Recovery of metals from waste printed circuit boards by a mechanical method using a water medium. *Journal of Hazardous Materials*. pp 478–482. 2009;
43. Pita F. Disciplina: Concentração e Diagramas. Departamento de Ciência da Terra da Faculdade de Ciências e Tecnologia da Universidade de Coimbra. 2004;
44. Leite, M. Tratamento de matérias primas e resíduos. Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto;
45. Lins F. Concentração Gravítica. Capítulo 6. Centro de Tecnologia Mineral do Ministerio da Ciência e Tecnologia - Comunicação Técnica: CT2004 - 184 -00. pp 241-268. 2004;
46. Veit H. Emprego do processamento mecanico na reciclagem de sucatas de placas de circuito impresso. Escola de Engenharia da Universidade do Rio Grande do Sul. 200;

47. Veit H, Bernardes A, Ferreira J, Tenório J, Malfatti C. Recovery of copper from printed circuit boards scraps by mechanical processing and electrometallurgy. *Journal of Hazardous Materials*. pp 1704–1709. 2006;
48. Jiang W, Jia L, Zhen-Ming X. A new two-roll electrostatic separator for recycling of metals and nonmetals from waste printed circuit board. *Journal of Hazardous Materials*. pp 257–262. 2009;
49. Guo J, Guo J, Xu Z. Recycling of non-metallic fractions from waste printed circuit boards: a review. *Journal of Hazardous Materials*. pp 567–590. 2009;

ANEXO I

Apresentação dos dados e resultados experimentais das várias etapas do processo desenvolvido.

Tabela A 1.1: Resultados da etapa de Desmantelamento.

Lote	m _{lote} (kg)	Fração	m _{fração} (kg)	m _{placa/conector} (kg)	m _{removidos} (kg)	e _{relativo} (%)	m _{corte} (kg)	e _{relativo} (%)
1	6,31	1	3,13	2,57	0,56	0,0	2,55	1,0
		2	3,18	2,59	0,59	0,0	2,59	0,2
2	1,53	1	1,39	1,18	0,21	0,0	1,14	3,4
		2	0,14	0,14	0,00	0,0	0,14	0,0

Tabela A 1.2: Resultados da etapa de Cominuição.

Lote	Fração	m _{cominuição} (kg)	e _{relativo} (%)
1	1	2,55	0,2
	2	2,59	0,4
2	1	1,14	0,1
	2	0,14	0,0

Tabela A 1.3: Resultados da etapa de Classificação Granulométrica.

Lote	Fração	Classe (mm)	t _{agitação} (min)	Amp. Vibração	m _{classificado} (kg)	m _{classificado total} (kg)	e _{relativo} (%)
1	1	+6,70	20	80	0,44	2,56	-0,2
		-6,70 +3,35			1,35		
		-3,35 +1,70			0,39		
		-1,70 +0,850			0,23		
		-0,850 +0,425			0,10		
		-0,425			0,06		
	2	+6,70	20	80	0,38	2,58	0,2
		-6,70 +3,35			1,42		
		-3,35 +1,70			0,42		
		-1,70 +0,850			0,21		
		-0,850 +0,425			0,10		
		-0,425			0,07		
2	1	+6,70	20	80	0,12	1,14	0,29
		-6,70 +3,35			0,69		
		-3,35 +1,70			0,17		
		-1,70 +0,850			0,08		
		-0,850 +0,425			0,04		
		-0,425			0,05		
	2	+6,70	20	80	0,003	0,11	23,8
		-6,70 +3,35			0,05		
		-3,35 +1,70			0,03		
		-1,70 +0,850			0,01		
		-0,850 +0,425			0,01		
		-0,425			0,01		

Tabela A 1.4: Resultados obtidos na amostragem, após a etapa de Classificação Granulométrica.

Lote	Fração	Classe (mm)	m _{classe inicial} (kg)	m _{amostra} (kg)	m _{classe final} (kg)	m _{classificada total} (kg)	m _{amostra total} (kg)
1	1	+6,70	0,44	0,005	0,43	2,47	0,062
		-6,70 +3,35	1,35	0,011	1,33		
		-3,35 +1,70	0,39	0,012	0,37		
		-1,70 +0,850	0,23	0,014	0,21		
		-0,850 +0,425	0,10	0,012	0,09		
		-0,425	0,06	0,008	0,05		
	2	+6,70	0,38	0,011	0,37	2,50	0,069
		-6,70 +3,35	1,42	0,013	1,40		
		-3,35 +1,70	0,42	0,013	0,40		
		-1,70 +0,850	0,21	0,014	0,19		
		-0,850 +0,425	0,10	0,01	0,09		
		-0,425	0,07	0,008	0,06		
2	1	+6,70	0,12	0,009	0,11	1,06	0,072
		-6,70 +3,35	0,69	0,019	0,67		
		-3,35 +1,70	0,17	0,012	0,15		
		-1,70 +0,850	0,08	0,010	0,07		
		-0,850 +0,425	0,04	0,009	0,03		
		-0,425	0,05	0,013	0,04		
	2	+6,70	0,003	0,001	0,00	0,10	0,010
		-6,70 +3,35	0,047	0,002	0,04		
		-3,35 +1,70	0,032	0,003	0,03		
		-1,70 +0,850	0,011	0,001	0,01		
		-0,850 +0,425	0,007	0,002	0,01		
		-0,425	0,007	0,002	0,01		

Tabela A 1.5: Resultados obtidos após a etapa de Separação Magnética.

Lote	Fração	Classe (mm)	m _{classe} (kg)	m _{mag} (kg)	m _{n-mag} (kg)	m _{mag. total} (kg)	M _{n-mag. total} (kg)	e _{relativo} (%)
1	1	+6,70	0,429	0,030	0,399	0,21	2,26	0,0
		-6,70 +3,35	1,330	0,107	1,223			
		-3,35 +1,70	0,366	0,042	0,324			
		-1,70 +0,850	0,208	0,006	0,202			
		-0,850 +0,425	0,089	0,001	0,088			
		-0,425	0,047	0,021	0,026			
	2	+6,70	0,367	0,028	0,339	0,22	2,28	0,0
		-6,70 +3,35	1,401	0,117	1,285			
		-3,35 +1,70	0,398	0,048	0,350			
		-1,70 +0,850	0,193	0,006	0,187			
		-0,850 +0,425	0,089	0,001	0,088			
		-0,425	0,056	0,024	0,032			
2	1	+6,70	0,110	0,011	0,099	0,26	0,806	0,0
		-6,70 +3,35	0,666	0,176	0,490			
		-3,35 +1,70	0,154	0,057	0,097			
		-1,70 +0,850	0,065	0,008	0,057			
		-0,850 +0,425	0,032	0,004	0,028			
		-0,425	0,036	0,001	0,035			
	2	+6,70	0,002	0,000	0,002	0,002	0,094	0,0
		-6,70 +3,35	0,045	0,000	0,045			
		-3,35 +1,70	0,029	0,002	0,027			
		-1,70 +0,850	0,010	0,000	0,010			
		-0,850 +0,425	0,005	0,000	0,005			
		-0,425	0,005	0,000	0,005			

Tabela A 1.6: Medição efetuadas, caudais resultantes e respetivo caudal médio para os ensaios 1.

Tempo (s)	Volume (ml)	Caudal (l/min)
4	770	11,6
5	800	9,6
5	820	9,8
4	780	11,7
Caudal médio (l/min)		10,7

Tabela A 1.7: Medição efetuadas, caudais resultantes e respetivo caudal médio para o ensaio 2.

Tempo (s)	Volume (ml)	Caudal (l/min)
5	500	6,0
5	450	5,4
5	420	5,0
5	380	4,6
Caudal médio (l/min)		5,3

Tabela A 1.8: Alturas, hipotenusa e respetivos ângulos utilizados nos ensaio realizados.

Ensaio	h_{menor} (cm)	h_{maior} (cm)	Hipotenusa (cm)	Ângulo (°)
I	21,7	28,5	55,8	7,0
2 e 3	23,2	26,6	55,8	3,5

Tabela A 1.9: Resultados obtidos na determinação dos parâmetros de operação na etapa de Separação Hidrográvica.

Parâmetros Operação		Lote	Fração	Classe (mm)	N° pass.	m_{total} (kg)	$m_{\text{conc.}}$ (kg)	$m_{\text{est.}}$ (kg)	$m_{\text{mist.}}$ (kg)	Perdas (kg)	R.P.O. (%)
Caudal Médio (L/min)	\angle (°)										
10,7	7	I	1	-3,35 +1,70	I	0,324	0,055	0,260	0	0,008	17
				-1,70 +0,850		0,202	0,081	0,112	0	0,009	40
				-0,85 +0,425		0,088	0,016	0,067	0	0,005	18
			2	-3,35 +1,70	I	0,350	0,065	0,280	0	0,005	18
				-1,70 +0,850		0,187	0,069	0,113	0	0,005	37
				-0,850 +0,425		0,088	0,019	0,062	0	0,006	22
10,7	3,5	I	1	1,70 +0,850	1ª	0,193	0,145	0,044	0	0,004	70
					2ª	0,145	0,136	0,006	0,011	-0,008	
				-0,850 +0,425	1ª	0,080	0,047	0,030	0,003	0,000	52
					2ª	0,047	0,041	0,005	0	0,001	
5,3	3,5	I	2	1,70 +0,850	1ª	0,182	0,129	0,049	0	0,004	64
					2ª	0,129	0,116	0,007	0,004	0,002	
				-0,850 +0,425	1ª	0,080	0,044	0,034	0	0,002	52
					2ª	0,044	0,042	0,000	0,002	0,000	

Tabela A 1.10: Resultados obtidos após a etapa da Separação Hidrogravítica nas condições escolhidas.

Lote	Fração	Classe (mm)	Nº Pass.	m _{total} (kg)	m _{concentrado} (kg)	m _{estéril} (kg)	m _{mistos} (kg)	Perdas (kg)	R.P.O. (%)
1	1	1,70 +0,850	1	0,187	0,141	0,045	0	0,002	69
			2	0,139	0,129	0,002	0,008	0,000	
		-0,850 +0,425	1	0,078	0,046	0,028	0,002	0,001	56
			2	0,045	0,044	0,001	0	0,001	
	2	1,70 +0,850	1	0,179	0,125	0,052	0	0,002	63
			2	0,124	0,113	0,002	0,008	0,001	
		-0,850 +0,425	1	0,081	0,054	0,024	0,001	0,002	62
			2	0,053	0,050	0,001	0	0,001	
2	1	1,70 +0,85	1	0,057	0,012	0,043	0	0,002	15
			2	0,011	0,009	0,002	0	0,0003	
		-0,850 +0,425	1	0,027	0,003	0,023	0	0,001	7
			2	0,003	0,002	0,001	0	0,000	
	2	1,70 +0,850	1	0,010	0,00506	0,00388	0	0,001	31
			2	0,004	0,00307	0,00080	0	0,000	
		-0,850 +0,425	1	0,00509	0,00189	0,00203	0	0,00117	21
			2	0,00139	0,00109	0,00011	0	0,00019	

Tabela A 1.11: Resultados obtidos da amostragem realizada após a etapa da Separação Hidrogravítica.

Lote	Fração	Classe (mm)	m _{amostra} (kg)
1	1	1,70 +0,850	0,0005
			0,0005
	1	-0,850 +0,425	0,0005
			0,0005
	2	1,70 +0,850	0,0005
			0,0005
2	2	-0,850 +0,425	0,0005
			0,0005
	1	1,70 +0,850	0,0005
			0,0005
	1	-0,850 +0,425	0,00025
			0,00025
2	2	1,70 +0,850	0,0005
			0,0005
	2	-0,850 +0,425	0,00025
			0,00025
	2	-0,850 +0,425	0,00025
			0,00025

Tabela A 1.12: Resultados obtidos na espectroscopia de absorção atômica de chama realizada às amostras da Fração 1 do Lote 1 na determinação da concentração de ouro.

Classe (mm)	Amostra	Abs	Abs _{corr.}	[Au] (mg/L)	m _{amostra} (g)	[Au] _{corr.} (mg/g _{amostra})	[Au] _{média} (mg/g _{amostra})
+6,70	1	0,002	0,001	0,08	0,50	0,01	0,01
	2	0,002	0,001	0,08	0,51	0,01	
-6,70 +3,35	1	0,025	0,024	1,80	0,51	0,18	0,13
	2	0,012	0,011	0,83	0,50	0,08	
-3,35 +1,70	1	0,007	0,006	0,45	0,50	0,04	0,06
	2	0,012	0,011	0,83	0,50	0,08	
-1,70 +0,850	1	0,025	0,024	1,80	0,50	0,18	0,24
	2	0,041	0,040	3,01	0,51	0,30	
-0,850 +0,425	1	0,031	0,030	2,26	0,50	0,22	0,22
	2	0,031	0,030	2,26	0,51	0,22	
-0,425	1	0,033	0,032	2,41	0,50	0,23	0,22
	2	0,027	0,026	1,95	0,51	0,19	

Tabela A 1.13: Resultados obtidos na espectroscopia de absorção atômica de chama realizada às amostras da Fração 2 do Lote 1 na determinação da concentração de ouro.

Classe (mm)	Amostra	Abs	Abs _{corr.}	[Au] (mg/L)	m _{amostra} (g)	[Au] _{corr.} (mg/g _{amostra})	[Au] _{média} (mg/g _{amostra})
+6,70	1	0,002	0,001	0,08	0,51	0,01	0,01
	2	0,002	0,001	0,08	0,51	0,01	
-6,70 +3,35	1	0,014	0,013	0,98	0,50	0,10	0,09
	2	0,013	0,012	0,90	0,51	0,09	
-3,35 +1,70	1	0,004	0,003	0,23	0,51	0,02	0,04
	2	0,008	0,007	0,53	0,51	0,05	
-1,70 +0,850	1	0,032	0,031	2,33	0,50	0,23	0,29
	2	0,049	0,048	3,61	0,51	0,36	
-0,850 +0,425	1	0,052	0,051	3,83	0,51	0,38	0,33
	2	0,038	0,037	2,78	0,51	0,27	
-0,425	1	0,050	0,049	3,68	0,50	0,37	0,35
	2	0,045	0,044	3,31	0,51	0,33	

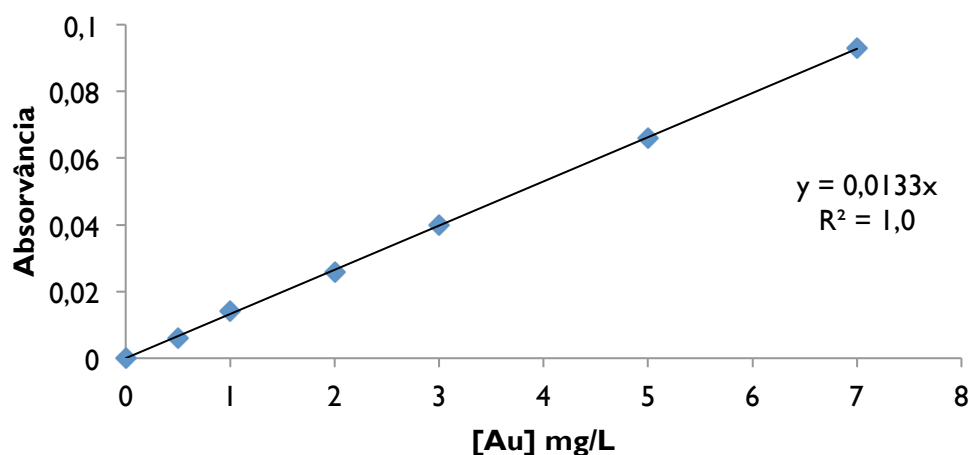


Figura A 1.1: Curva de calibração para o ouro utilizando soluções padrão: 0,5 ppm, 1 ppm, 2 ppm, 3 ppm, 5 ppm, 7 ppm.

Tabela A 1.14: Resultados obtidos na espectroscopia de absorção atômica de chama realizada às amostras da Fração I do Lote I na determinação da concentração de cobre.

Classe (mm)	Amostra	Abs	Abs _{corr.}	[Cu] (mg/L)	m _{amostra} (g)	[Cu] _{corr.} (mg/g _{amostra})	[Cu] _{média} (mg/g _{amostra})
+6,70	1	0,061	0,06	1,27	0,5	127,1	153,6
	2	0,086	0,085	1,80	0,5	180,1	
-6,70 +3,35	1	0,105	0,104	2,20	0,5	220,3	206,6
	2	0,092	0,091	1,93	0,5	192,8	
-3,35 +1,70	1	0,057	0,056	1,19	0,5	118,6	113,3
	2	0,052	0,051	1,08	0,5	108,1	
-1,70 +0,850	1	0,143	0,142	3,01	0,5	300,8	283,9
	2	0,127	0,126	2,67	0,5	266,9	
-0,850 +0,425	1	0,179	0,178	3,77	0,5	377,1	383,5
	2	0,185	0,184	3,90	0,5	389,8	
-0,425	1	0,061	0,06	1,27	0,5	127,1	123,9
	2	0,058	0,057	1,21	0,5	120,8	

Tabela A 1.15: Resultados obtidos na espectroscopia de absorção atômica de chama realizada às amostras da Fração 2 do Lote 1 na determinação da concentração de cobre.

Classe (mm)	Amostra	Abs	Abs _{corr.}	[Cu] (mg/L)	m _{amostra} (g)	[Cu] _{corr.} (mg/g _{amostra})	[Cu] _{média} (mg/g _{amostra})
+6,70	1	0,083	0,082	1,74	0,5	173,7	149,4
	2	0,06	0,059	1,25	0,5	125,0	
-6,70 +3,35	1	0,059	0,058	1,23	0,5	122,9	121,8
	2	0,058	0,057	1,21	0,5	120,8	
-3,35 +1,70	1	0,037	0,036	0,76	0,5	76,3	84,7
	2	0,045	0,044	0,93	0,5	93,2	
-1,70 +0,850	1	0,132	0,131	2,78	0,5	277,5	278,6
	2	0,133	0,132	2,80	0,5	279,7	
-0,850 +0,425	1	0,155	0,154	3,26	0,5	326,3	323,1
	2	0,152	0,151	3,20	0,5	319,9	
-0,425	1	0,052	0,051	1,08	0,5	108,1	101,7
	2	0,046	0,045	0,95	0,5	95,3	

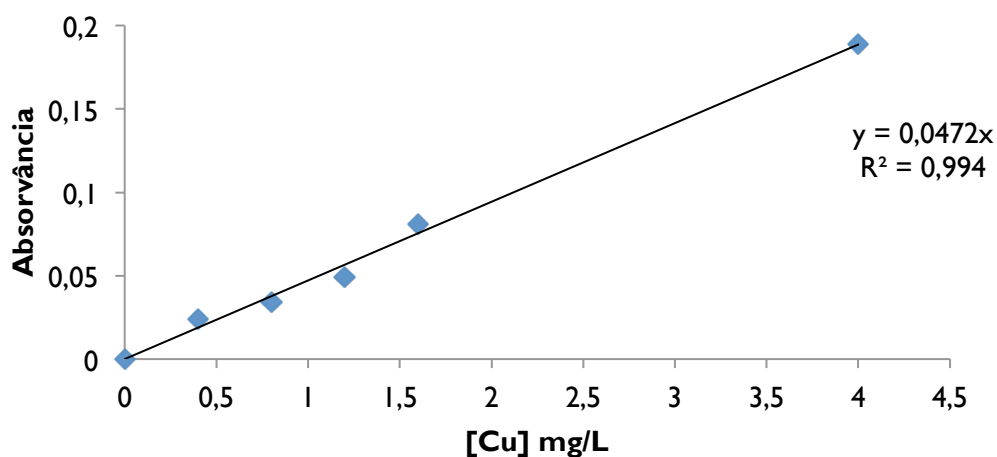
**Figura A 1.2:** Curva de calibração para o cobre utilizando soluções padrão: 0,4 ppm, 0,8 ppm, 1,2 ppm, 1,6 ppm, 2,5 ppm, 4,0 ppm.

Tabela A 1.16: Resultados obtidos na espectroscopia de absorção atômica de chama realizada às amostras da Fração 1 do Lote 2 na determinação da concentração de ouro.

Classe (mm)	Amostra	Abs	Abs _{corr.}	[Au] (mg/L)	m _{amostra} (g)	[Au] _{corr.} (mg/g _{amostra})	[Au] _{média} (mg/g _{amostra})
+6,70	1	0,007	0,006	0,43	0,50	0,043	0,04
	2	0,007	0,006	0,43	0,51	0,042	
-6,70 +3,35	1	0,070	0,069	4,27	0,51	0,422	0,52
	2	0,102	0,101	6,22	0,50	0,617	
-3,35 +1,70	1	0,037	0,036	2,26	0,50	0,224	0,26
	2	0,050	0,049	3,05	0,50	0,305	
-1,70 +0,850	1	0,086	0,085	5,24	0,50	0,521	0,56
	2	0,098	0,097	5,98	0,51	0,591	
-0,850 +0,425	1	0,033	0,032	2,01	0,50	2,003	2,18
	2	0,039	0,038	2,38	0,51	2,350	
-0,425	1	0,114	0,113	6,95	0,50	0,692	0,69
	2	0,114	0,113	6,95	0,51	0,687	

Tabela A 1.17: Resultados obtidos na espectroscopia de absorção atômica de chama realizada às amostras da Fração 2 do Lote 2 na determinação da concentração de ouro.

Classe (mm)	Amostra	Abs	Abs _{corr.}	[Au] (mg/L)	m _{amostra} (g)	[Au] _{corr.} (mg/g _{amostra})	[Au] _{média} (mg/g _{amostra})
+6,70	1	0,039	0,038	2,32	0,51	2,29	3,04
	2	0,064	0,063	3,84	0,51	3,79	
-6,70 +3,35	1	0,049	0,048	2,93	0,50	2,90	3,11
	2	0,056	0,055	3,35	0,51	3,31	
-3,35 +1,70	1	0,066	0,065	3,96	0,51	3,91	4,20
	2	0,076	0,075	4,57	0,51	4,50	
-1,70 +0,850	1	0,054	0,053	3,23	0,50	16,1	16,0
	2	0,054	0,053	3,23	0,51	16,0	
-0,850 +0,425	1	0,065	0,064	3,90	0,51	19,3	19,4
	2	0,066	0,065	3,96	0,51	19,6	
-0,425	1	0,112	0,111	6,77	0,50	6,71	6,74
	2	0,115	0,114	6,95	0,51	6,76	

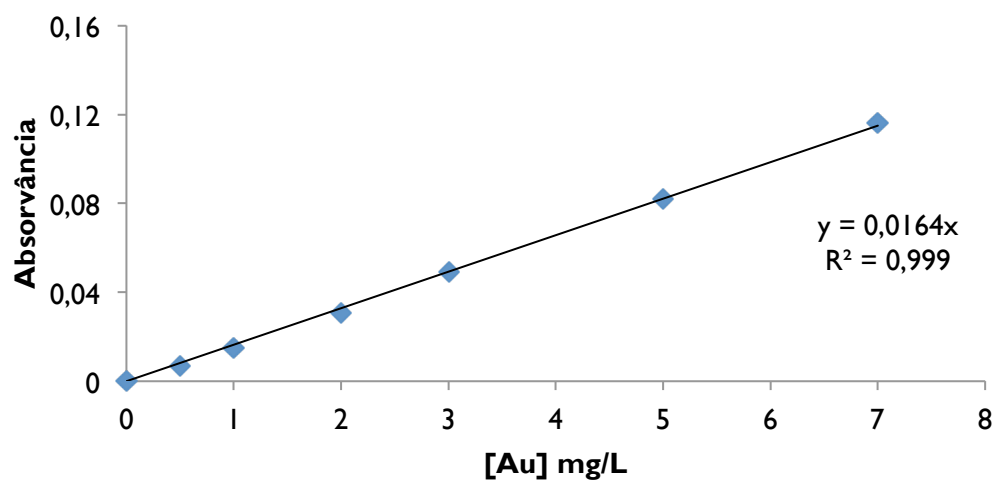


Figura A 1.3: Curva de calibração para o ouro utilizando soluções padrão: 0,5 ppm, 1 ppm, 2 ppm, 3 ppm, 5 ppm, 7 ppm.

Tabela A 1.18: Resultados obtidos na espectroscopia de absorção atômica de chama realizada às amostras da Fração 1 do Lote 2 na determinação da concentração de cobre.

Classe (mm)	Amostra	Abs	Abs _{corr.}	[Cu] (mg/L)	m _{amostra} (g)	[Cu] _{corr.} (mg/g _{amostra})	[Cu] _{média} (mg/g _{amostra})
+6,70	1	0,029	0,028	0,56	0,5	55,8	64,7
	2	0,038	0,037	0,74	0,5	73,7	
-6,70 +3,35	1	0,047	0,046	0,92	0,5	91,6	104
	2	0,059	0,058	1,16	0,5	115,5	
-3,35 +1,70	1	0,049	0,048	0,96	0,5	95,6	97,6
	2	0,051	0,05	1,00	0,5	99,6	
-1,70 +0,850	1	0,058	0,057	1,14	0,5	113,5	123
	2	0,067	0,066	1,31	0,5	131,5	
-0,850 +0,425	1	0,107	0,106	2,11	0,5	211,2	208
	2	0,104	0,103	2,05	0,5	205,2	
-0,425	1	0,022	0,021	0,42	0,5	41,8	45,8
	2	0,026	0,025	0,50	0,5	49,8	

Tabela A 1.19: Resultados obtidos na espectroscopia de absorção atômica de chama realizada às amostras da Fração 2 do Lote 2 na determinação da concentração de cobre.

Classe (mm)	Amostra	Abs	Abs _{corr.}	[Cu] (mg/L)	m _{amostra} (g)	[Cu] _{corr.} (mg/g _{amostra})	[Cu] _{média} (mg/g _{amostra})
+6,70	1	0,067	0,066	1,40	0,5	139,8	135,7
	2	0,067	0,066	1,31	0,5	131,5	
-6,70 +3,35	1	0,09	0,089	1,77	0,5	177,3	179,3
	2	0,092	0,091	1,81	0,5	181,3	
-3,35 +1,70	1	0,108	0,107	2,13	0,5	213,1	236,1
	2	0,131	0,13	2,59	0,5	259,0	
-1,70 +0,850	1	0,116	0,115	2,29	0,5	229,1	245,0
	2	0,132	0,131	2,61	0,5	261,0	
-0,850 +0,425	1	0,157	0,156	3,11	0,5	310,8	307,8
	2	0,154	0,153	3,05	0,5	304,8	
-0,425	1	0,090	0,089	1,77	0,5	177,3	185,3
	2	0,098	0,097	1,93	0,5	193,2	

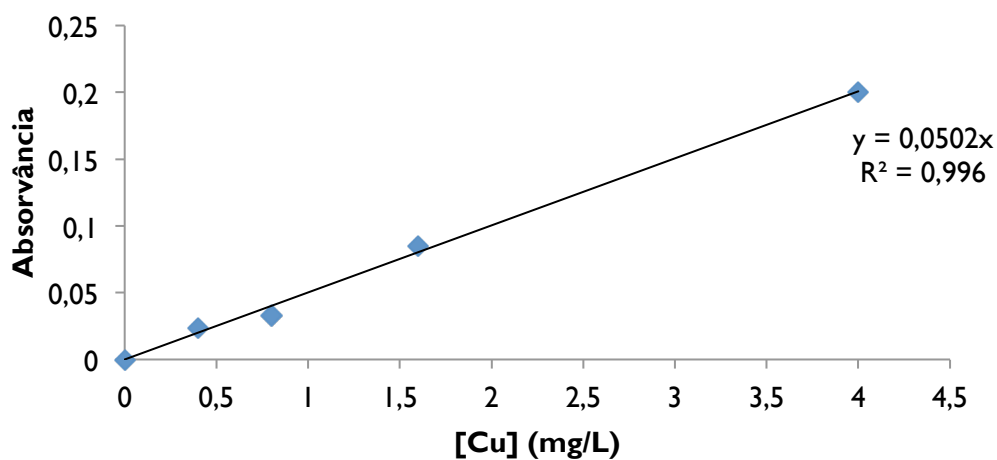


Figura A 1.4: Curva de calibração para o cobre utilizando soluções padrão: 0,4 ppm, 0,8 ppm, 1,2 ppm, 1,6 ppm, 2,5 ppm, 4,0 ppm.

Tabela A 1.20: Resultados obtidos na espectroscopia de absorção atômica de chama realizada às amostras do Lote I na determinação da concentração de ouro após a primeira passagem de separação hidrográvica.

Fração	Classe (mm)	Amostra	m_{amostra} (g)	Início			Após a 1ª passagem	
				Abs	Abs _{corr.}	[Au] (mg/L)	[Au] _{corr.} (mg/g _{amostra})	[Au] _{média} (mg/g _{amostra})
1	-1,70 +0,850	1	0,5	0,050	0,049	2,55	0,26	0,26
		2	0,5	0,052	0,051	2,66	0,27	
	-0,850 +0,425	1	0,5	0,052	0,051	2,66	0,25	0,25
		2	0,5	0,048	0,047	2,45	0,24	
2	-1,70 +0,850	1	0,5	0,062	0,061	3,18	0,31	0,31
		2	0,5	0,063	0,062	3,23	0,31	
	-0,850 +0,425	1	0,5	0,071	0,070	3,65	0,36	0,35
		2	0,5	0,068	0,067	3,49	0,34	

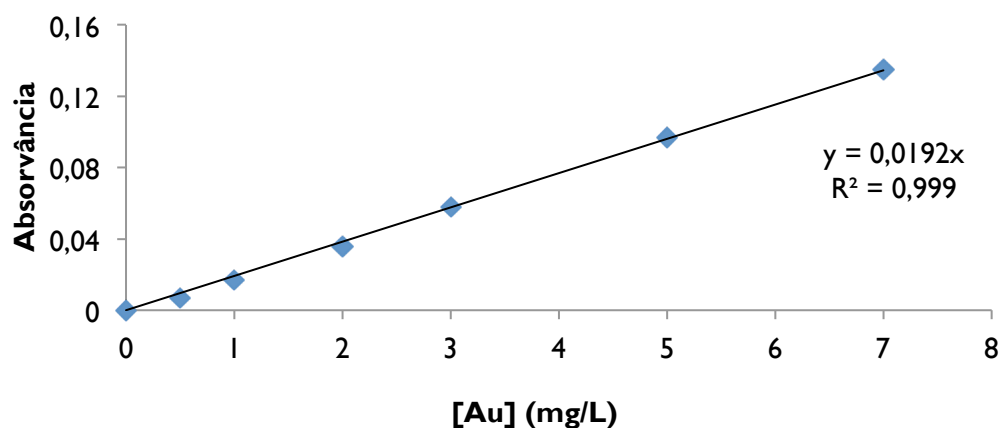


Figura A 1.5: Curva de calibração para o ouro utilizando soluções padrão: 0,5 ppm, 1 ppm, 2 ppm, 3 ppm, 5 ppm, 7 ppm.

Tabela A 1.21: Resultados obtidos na espectroscopia de absorção atômica de chama realizada às amostras do Lote I na determinação da concentração de ouro após a segunda passagem de separação hidrogravítica.

Fração	Classe (mm)	Amostra	m_{amostra} (g)	Início			Após a 2ª passagem	
				Abs	Abs _{corr.}	[Au] (mg/L)	[Au] _{corr.} (mg/g _{amostra})	[Au] _{média} (mg/g _{amostra})
1	-1,70 +0,850	1	0,5	0,048	0,047	2,78	0,27	0,27
		2	0,5	0,047	0,046	2,72	0,26	
	-0,850 +0,425	1	0,5	0,057	0,056	3,31	0,32	0,31
		2	0,5	0,054	0,053	3,14	0,30	
2	-1,70 +0,850	1	0,5	0,062	0,061	3,67	0,35	0,35
		2	0,5	0,063	0,062	3,73	0,36	
	-0,850 +0,425	1	0,5	0,068	0,067	4,02	0,39	0,38
		2	0,5	0,064	0,063	3,79	0,36	

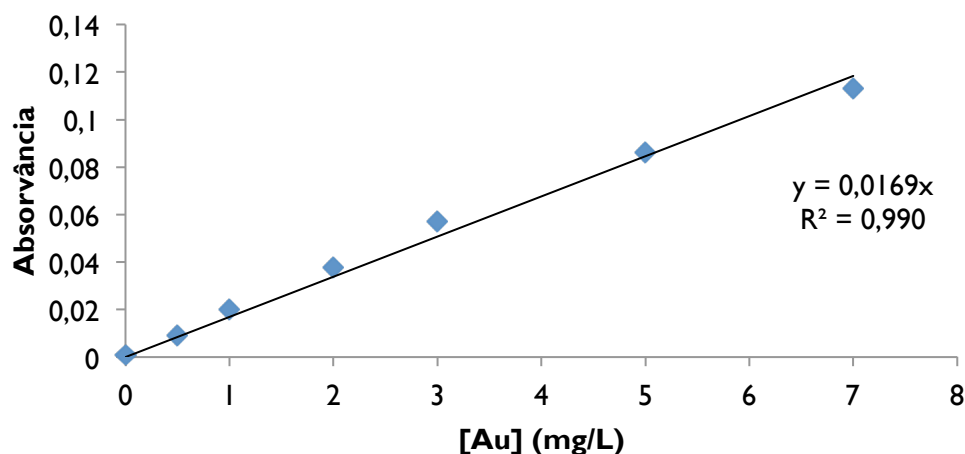


Figura A 1.6: Curva de calibração para o ouro utilizando soluções padrão: 0,5 ppm, 1 ppm, 2 ppm, 3 ppm, 5 ppm, 7 ppm.

Tabela A 1.22: Resultados obtidos na espectroscopia de absorção atômica de chama realizada às amostras do Lote I na determinação da concentração de cobre após a primeira passagem de separação hidrogravítica.

Fração	Classe (mm)	Amostra	m_{amostra} (g)	Início		Após a 1ª passagem		
				Abs	Abs _{corr.}	[Cu] (mg/L)	[Cu] _{corr.} (mg/g _{amostra})	[Cu] _{média} (mg/g _{amostra})
1	-1,70 +0,850	1	0,5	0,175	0,174	3,66	356	361
		2	0,5	0,180	0,179	3,76	367	
	-0,850 +0,425	1	0,5	0,192	0,191	4,01	392	390
		2	0,5	0,190	0,189	3,97	388	
2	-1,70 +0,850	1	0,5	0,179	0,178	3,74	365	364
		2	0,5	0,178	0,177	3,72	363	
	-0,850 +0,425	1	0,5	0,189	0,188	3,95	386	389
		2	0,5	0,192	0,191	4,01	392	

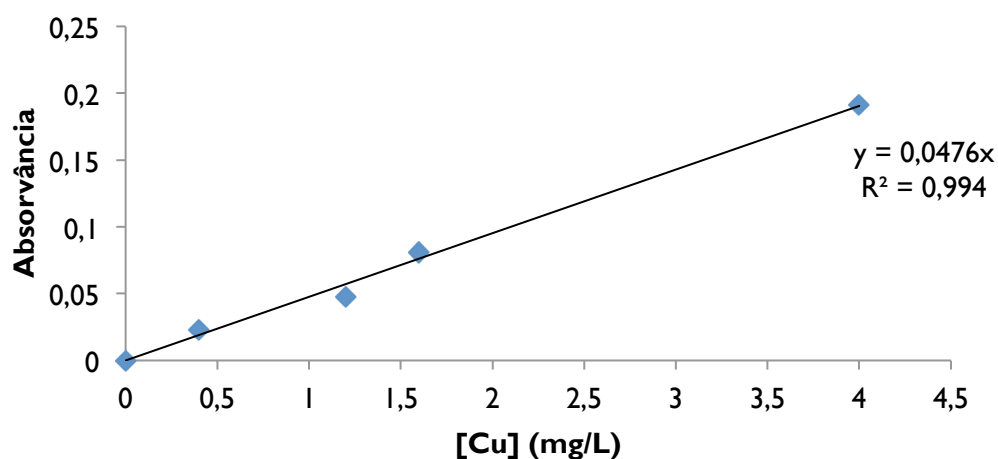


Figura A 1.7: Curva de calibração para o cobre utilizando soluções padrão: 0,4 ppm, 0,8 ppm, 1,2 ppm, 1,6 ppm, 2,5 ppm, 4,0 ppm.

Tabela A 1.23: Resultados obtidos na espectroscopia de absorção atômica de chama realizada às amostras do Lote I na determinação da concentração de cobre após a segunda passagem de separação hidrogravítica.

Fração	Classe (mm)	Amostra	m_{amostra} (g)	Início			Após a 2ª passagem	
				Abs	Abs _{corr.}	[Cu] (mg/L)	[Cu] _{corr.} (mg/g _{amostra})	[Cu] _{média} (mg/g _{amostra})
1	-1,70 +0,850	1	0,5	0,076	0,075	2,27	436	445
		2	0,5	0,079	0,078	2,36	454	
	-0,850 +0,425	1	0,5	0,062	0,061	1,85	351	412
		2	0,5	0,082	0,081	2,45	472	
2	-1,70 +0,850	1	0,5	0,083	0,082	2,48	478	469
		2	0,5	0,080	0,079	2,39	460	
	-0,850 +0,425	1	0,5	0,099	0,098	2,97	575	560
		2	0,5	0,094	0,093	2,82	545	

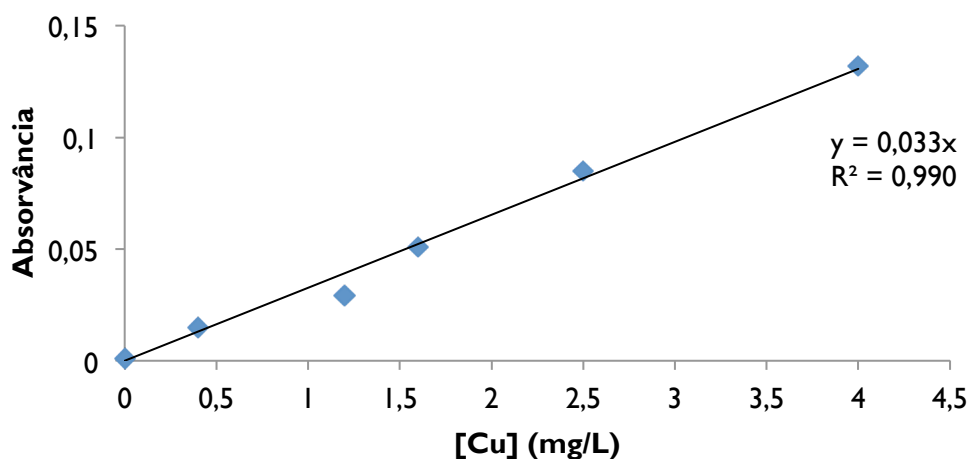


Figura A 1.8: Curva de calibração para o cobre utilizando soluções padrão: 0,4 ppm, 0,8 ppm, 1,2 ppm, 1,6 ppm, 2,5 ppm, 4,0 ppm.

Tabela A 1.24: Resultados obtidos na espectroscopia de absorção atômica de chama realizada às amostras do Lote II na determinação da concentração de ouro após a primeira passagem de separação hidrogravítica.

Fração	Classe (mm)	Amostra	m_{amostra} (g)	Início			Após a 1ª passagem	
				Abs	Abs _{corr.}	[Au] (mg/L)	[Au] _{corr.} (mg/g _{amostra})	[Au] _{média} (mg/g _{amostra})
1	-1,70 +0,850	1	0,5	0,018	0,017	1,27	1,17	1,06
		2	0,5	0,015	0,014	1,04	0,94	
	-0,850 +0,425	1	0,3	0,025	0,024	1,79	3,39	2,27
		2	0,3	0,010	0,009	0,67	1,16	
2	-1,70 +0,850	1	0,5	0,060	0,059	4,40	21,5	21,3
		2	0,5	0,058	0,057	4,25	21,0	
	-0,850 +0,425	1	0,3	0,042	0,041	3,06	29,6	28,9
		2	0,3	0,040	0,039	2,91	28,1	

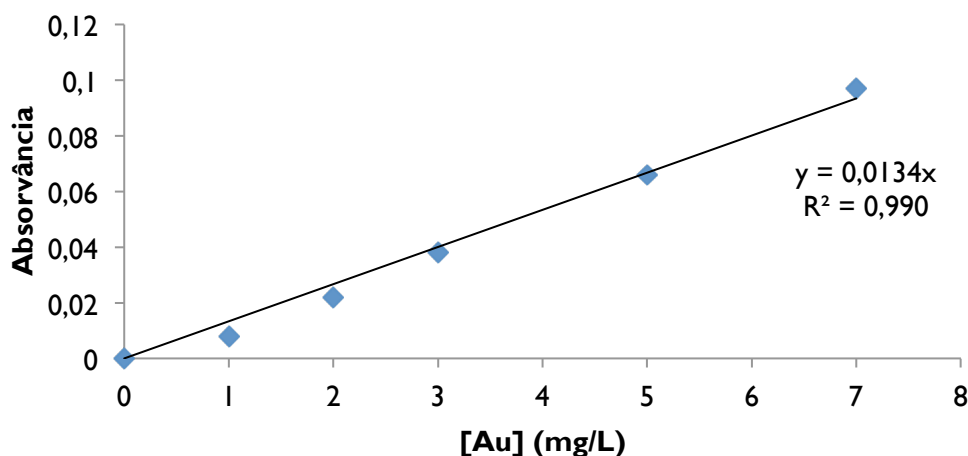


Figura A 1.9: Curva de calibração para o ouro utilizando soluções padrão: 0,5 ppm, 1 ppm, 2 ppm, 3 ppm, 5 ppm, 7 ppm.

Tabela A 1.25: Resultados obtidos na espectroscopia de absorção atômica de chama realizada às amostras do Lote II na determinação da concentração de ouro após a segunda passagem de separação hidrogravítica.

Fração	Classe (mm)	Amostra	m_{amostra} (g)	Início			Após a 2ª passagem	
				Abs	Abs _{corr.}	[Au] (mg/L)	[Au] _{corr.} (mg/g _{amostra})	[Au] _{média} (mg/g _{amostra})
1	-1,70 +0,850	1	0,5	0,016	0,015	1,09	0,99	1,14
		2	0,5	0,020	0,019	1,38	1,28	
	-0,850 +0,425	1	0,5	0,042	0,041	2,97	2,86	3,04
		2	0,5	0,047	0,046	3,33	3,22	
2	-1,70 +0,850	1	0,5	0,065	0,064	4,64	22,5	22,2
		2	0,5	0,063	0,062	4,49	21,9	
	-0,850 +0,425	1	0,5	0,054	0,053	3,84	37,3	37,9
		2	0,5	0,056	0,055	3,99	38,6	

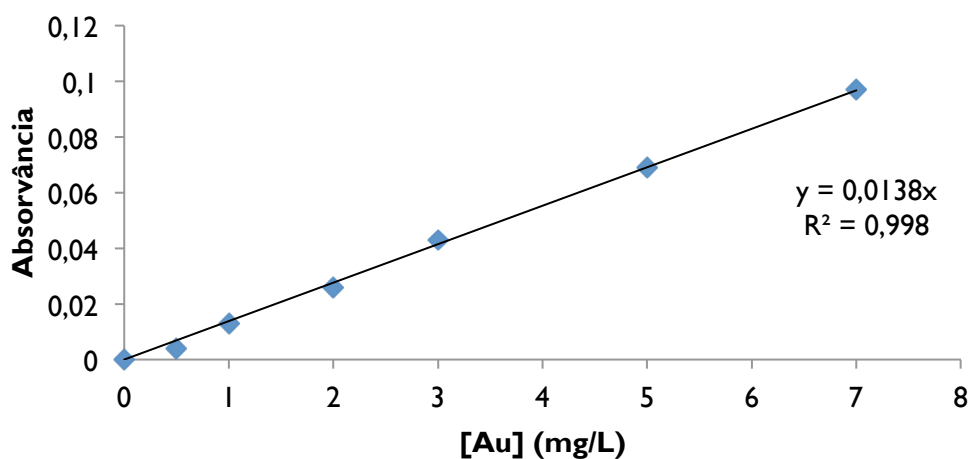


Figura A 1.10: Curva de calibração para o ouro utilizando soluções padrão: 0,5 ppm, 1 ppm, 2 ppm, 3 ppm, 5 ppm, 7 ppm.

Tabela A 1.26: Resultados obtidos na espectroscopia de absorção atômica de chama realizada às amostras do Lote II na determinação da concentração de cobre após a primeira passagem de separação hidrogravítica.

Fração	Classe (mm)	Amostra	m _{amostra} (g)	Início			Após a 1ª passagem	
				Abs	Abs _{corr.}	[Cu] (mg/L)	[Cu] _{corr.} (mg/g _{amostra})	[Cu] _{média} (mg/g _{amostra})
1	-1,70 +0,850	1	0,5	0,052	0,051	1,34	123,7	127
		2	0,5	0,055	0,054	1,41	130,5	
	-0,850 +0,425	1	0,3	0,059	0,058	1,52	284,6	267
		2	0,3	0,052	0,051	1,34	248,4	
2	-1,70 +0,850	1	0,5	0,101	0,100	2,62	252,1	364
		2	0,5	0,105	0,104	2,72	265,6	
	-0,850 +0,425	1	0,25	0,072	0,071	1,86	352,3	389
		2	0,25	0,070	0,069	1,81	342,2	

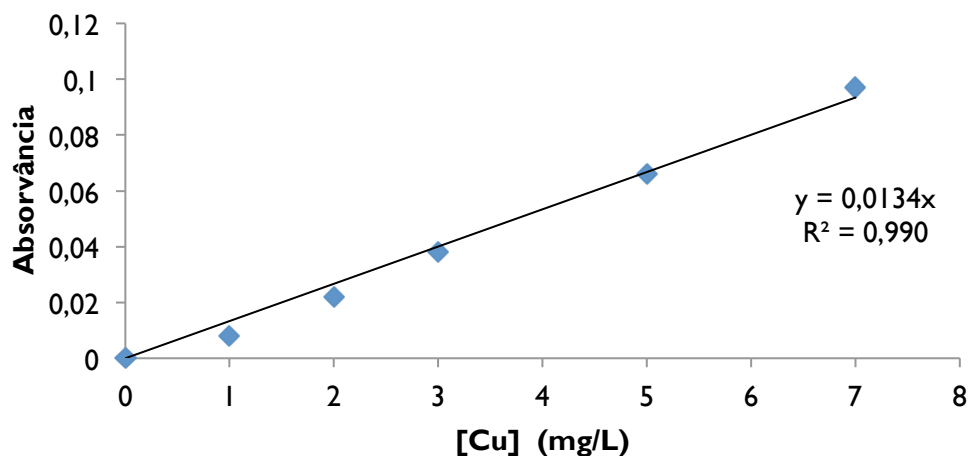


Figura A 1.11: Curva de calibração para o cobre utilizando soluções padrão: 0,4 ppm, 0,8 ppm, 1,2 ppm, 1,6 ppm, 2,5 ppm, 4,0 ppm.

Tabela A 1.27: Resultados obtidos na espectroscopia de absorção atômica de chama realizada às amostras do Lote II na determinação da concentração de cobre após a segunda passagem de separação hidrogravítica.

Fração	Classe (mm)	Amostra	m_{amostra} (g)	Início			Após a 2ª passagem	
				Abs	Abs _{corr.}	[Cu] (mg/L)	[Cu] _{corr.} (mg/g _{amostra})	[Cu] _{média} (mg/g _{amostra})
1	-1,70 +0,850	1	0,5	0,065	0,064	1,78	336,7	326
		2	0,5	0,061	0,060	1,67	314,5	
	-0,850 +0,425	1	0,5	0,078	0,077	2,14	406,8	385
		2	0,5	0,070	0,069	1,92	362,8	
2	-1,70 +0,850	1	0,5	0,057	0,056	1,56	289,9	296
		2	0,5	0,059	0,058	1,61	301,8	
	-0,850 +0,425	1	0,25	0,038	0,037	1,03	371,8	355
		2	0,25	0,035	0,034	0,94	337,6	

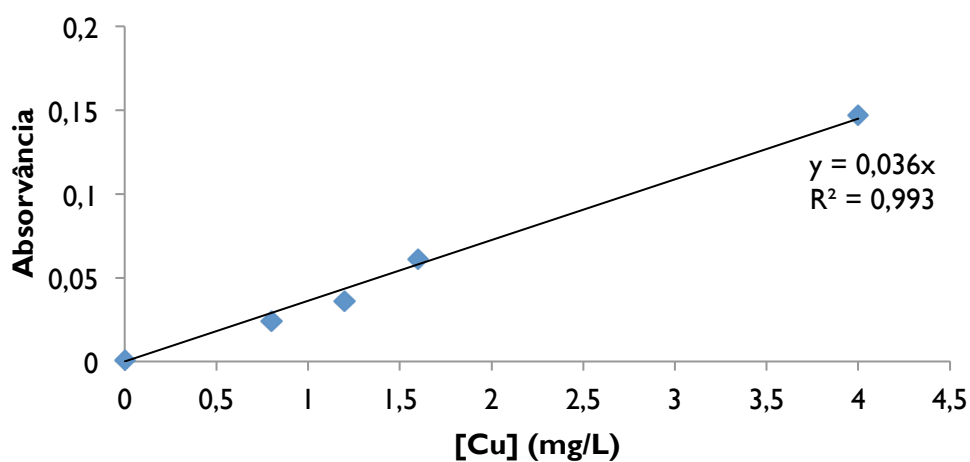


Figura A 1.12: Curva de calibração para o cobre utilizando soluções padrão: 0,4 ppm, 0,8 ppm, 1,2 ppm, 1,6 ppm, 2,5 ppm, 4,0 ppm.

Tabela A 1.28: Valores das massas, concentrações e teores de ouro, após a Classificação Granulométrica e espectroscopia de absorção atômica de chama, para ao Lote I.

Fração	Classe (mm)	m _{fração} (kg)	[Au] _{média} (mg/g _{amostra})	m _{Au} média (mg)	[Au] _{média} (mg/kg)	Teor Au _{classe} (%)	Teor Au _{placas} (%)
1	+6,70	0,429	0,01	3,2	7	0,00013	0,011
	-6,70 +3,35	1,330	0,13	173,2	130	0,00701	
	-3,35 +1,70	0,366	0,06	23,3	64	0,00095	
	-1,70 +0,850	0,208	0,24	49,6	238	0,00201	
	-0,850 +0,425	0,089	0,22	19,9	224	0,00081	
	-0,425	0,047	0,22	10,2	216	0,00041	
2	+6,70	0,367	0,01	2,7	7	0,00011	0,010
	-6,70 +3,35	1,401	0,09	130,4	93	0,00521	
	-3,35 +1,70	0,398	0,04	14,7	37	0,00059	
	-1,70 +0,850	0,193	0,29	56,9	295	0,00227	
	-0,850 +0,425	0,089	0,33	29,1	327	0,00116	
	-0,425	0,056	0,35	19,4	346	0,00077	

Tabela A 1.29: Valores das massas, concentrações e teores de cobre, após a Classificação Granulométrica e espectroscopia de absorção atômica de chama, para ao Lote I.

Fração	Classe (mm)	m _{fração} (kg)	[Cu] _{média} (mg/g _{amostra})	m _{Cu} média (mg)	[Cu] (%m/m)	Teor Cu _{classe} (%)	Teor Cu _{placas} (%)
1	+6,70	0,429	153,60	65895	15	2,7	19,5
	-6,70 +3,35	1,330	206,57	274735	21	11,1	
	-3,35 +1,70	0,366	113,35	41485	11	1,7	
	-1,70 +0,850	0,208	283,90	59051	28	2,4	
	-0,850 +0,425	0,089	383,47	34129	38	1,4	
	-0,425	0,047	123,94	5825	12	0,2	
2	+6,70	0,367	149,36	54817	15	2,2	13,9
	-6,70 +3,35	1,401	121,82	170673	12	6,8	
	-3,35 +1,70	0,398	84,75	33729	8	1,3	
	-1,70 +0,850	0,193	278,60	53770	28	2,1	
	-0,850 +0,425	0,089	323,09	28755	32	1,1	
	-0,425	0,056	101,69	5695	10	0,2	

Tabela A 1.30: Valores das massas, concentrações e teores de ouro, após a Classificação Granulométrica e espectroscopia de absorção atômica de chama, para ao Lote 2.

Fração	Classe (mm)	m _{fração} (kg)	[Au] _{média} (mg/g _{amostra})	m _{Au} média (mg)	[Au] _{média} (mg/kg)	Teor Au _{classe} (%)	Teor Au _{placas} (%)
1	+6,70	0,110	0,04	4,7	42	0,00044	0,05
	-6,70 +3,35	0,666	0,52	346,1	519	0,033	
	-3,35 +1,70	0,154	0,26	40,8	265	0,0038	
	-1,70 +0,850	0,065	0,56	36,4	556	0,0034	
	-0,850 +0,425	0,032	2,18	68,9	2176	0,0065	
	-0,425	0,036	0,69	24,8	689	0,0023	
2	+6,70	0,002	3,04	5,7	3043	0,0059	0,59
	-6,70 +3,35	0,045	3,11	138,7	3109	0,14	
	-3,35 +1,70	0,029	4,20	123,7	4204	0,13	
	-1,70 +0,850	0,010	16,04	160,3	16038	0,17	
	-0,850 +0,425	0,005	19,42	99,8	19422	0,10	
	-0,425	0,005	6,74	35,1	6738	0,036	

Tabela A 1.31: Valores das massas, concentrações e teores de cobre, após a Classificação Granulométrica e espectroscopia de absorção atômica de chama, para ao Lote 2.

Fração	Classe (mm)	m _{fração} (kg)	[Cu] _{média} (mg/g _{amostra})	m _{Cu} média (mg)	[Cu] (%m/m)	Teor Cu _{classe} (%)	Teor Cu _{placas} (%)
1	+6,70	0,110	64,74	7147	6	0,672	10,1
	-6,70 +3,35	0,666	103,59	69008	10	6,49	
	-3,35 +1,70	0,154	97,61	15037	10	1,41	
	-1,70 +0,850	0,065	122,51	8011	12	0,753	
	-0,850 +0,425	0,032	208,17	6591	21	0,620	
	-0,425	0,036	45,82	1648	5	0,155	
2	+6,70	0,002	135,65	253	14	0,262	21,0
	-6,70 +3,35	0,045	179,28	8001	18	8,31	
	-3,35 +1,70	0,029	236,06	6946	24	7,22	
	-1,70 +0,850	0,010	245,02	2449	25	2,54	
	-0,850 +0,425	0,005	307,77	1581	31	1,64	
	-0,425	0,005	185,26	966	19	1,00	

Tabela A 1.32: Valores das massas, concentrações de ouro, após as etapas de Separação Hidrográvica e Separação Magnética e espectroscopia de absorção atômica de chama, para ambos os lotes.

Lote	Fração	Classe (mm)	m _{fração} (kg)	[Au] _{média} (mg/g _{amostra})	m _{Au} média inicial (mg)	m _{Au} média final (mg)	[Au] _{média} (mg/kg)
1	1	-1,70 +0,850	0,13	0,27	49,6	34,2	265,9
		-0,850 +0,425	0,04	0,31	19,9	13,5	310,0
	2	-1,70 +0,850	0,11	0,35	56,9	39,8	353,45
		-0,850 +0,425	0,05	0,38	29,1	19,0	377,61
2	1	-1,70 +0,850	0,0086	1,14	36,4	9,8	1138
		-0,850 +0,425	0,0019	3,04	68,9	5,8	3043
	2	-1,70 +0,850	0,0031	22,2	160,3	68,1	22194
		-0,850 +0,425	0,0011	38,0	99,8	41,3	37926

Tabela A 1.33: Valores dos teores e recuperação obtidos para o ouro, em ambos os lotes.

Lote	Fração	Classe (mm)	Teor Au _{classe} (%)	Teor Au _{placas} (%)	Rec. Au _{classe} (%)	Rec. Au _{total} (%)
1	1	-1,70 +0,850	0,02	0,03	69	69
		-0,850 +0,425	0,01		68	
	2	-1,70 +0,850	0,02	0,04	70	68
		-0,850 +0,425	0,01		65	
2	1	-1,70 +0,850	0,09	0,15	27	15
		-0,850 +0,425	0,06		8	
	2	-1,70 +0,850	1,6	2,6	43	42
		-0,850 +0,425	1,0		41	

Tabela A 1.34: Valores das massas, concentrações de cobre, após as etapas de Separação Hidrogravítica e Separação Magnética e espectroscopia de absorção atômica de chama, para ambos os lotes.

Lote	Fração	Classe	m _{fração} (kg)	[Cu] _{média} (mg/g amostra)	m _{Cu} média inicial (mg)	m _{Cu} média final (mg)	[Cu] (%m/m)
1	1	-1,70 +0,850	0,13	445,0	59051	57267	44,5
		-0,850 +0,425	0,04	411,7	34129	17979	41,2
	2	-1,70 +0,850	0,11	363,6	53770	40905	36,4
		-0,850 +0,425	0,05	388,8	28755	19526	38,9
2	1	-1,70 +0,850	0,0086	325,6	8011	2813	32,6
		-0,850 +0,425	0,0019	384,8	6591	735	38,5
	2	-1,70 +0,850	0,0031	295,9	2449	908	29,6
		-0,850 +0,425	0,0011	354,7	1581	387	35,5

Tabela A 1.35: Valores dos teores e recuperação obtidos para o ouro, em ambos os lotes.

Lote	Fração	Classe (mm)	Teor Cu _{classe} (%)	Teor Cu _{placas} (%)	Rec. Cu _{classe} (%)	Rec. Cu _{total} (%)
1	1	-1,70 +0,850	33,2	44	97	81
		-0,850 +0,425	10,4		53	
	2	-1,70 +0,850	25,1	37	76	73
		-0,850 +0,425	12,0		68	
2	1	-1,70 +0,850	27,7	34	35	24
		-0,850 +0,425	7,0		11	
	2	-1,70 +0,850	21,8	31	37	32
		-0,850 +0,425	9,3		24	

ANEXO II

Apresentação das equações utilizadas:

Determinação de caudal médio de alimentação na mesa oscilante:

$$Q_i = \frac{V_i}{t_i} \times \left(\frac{11}{1000 \text{ ml}} \right) \times 60s ; \quad Q_{\text{médio } i} = \frac{\sum_{i=1}^4 Q_i}{n}$$

Determinação do ângulo da mesa oscilante:

$$\sin^{-1}(\alpha) = \frac{(h_{\text{maior}} - h_{\text{menor}})}{\text{Hipotenusa}}$$

Determinação do Rendimento Ponderal de Operação:

$$\text{R.P.O} = \left(\frac{m_{\text{Conc}}}{m_{\text{Total}}} \right) \times 100\%$$

Determinação da massa perdida, durante a Separação Hidrogravítica:

$$\text{Perdas} = m_{\text{Total}} - (m_{\text{Conc}} + m_{\text{Est}} + m_{\text{Mistos}})$$

Determinação de teores de metal na classe:

$$\text{Teor de metal}_{\text{classe}} = \left(\frac{m_{\text{metal média classe}}}{\sum m_{\text{fração das classes}}} \right) \times 100\%$$

Determinação de teores de metal nas placas:

$$\text{Teor de metal}_{\text{placas}} = \left(\frac{\sum m_{\text{metal média das classes}}}{\sum m_{\text{fração das classes}}} \right) \times 100\%$$

Recuperação de metal na classe:

$$\text{Rec. de metal}_{\text{classe}} = \left(\frac{m_{\text{metal média final classe}}}{m_{\text{metal média inicial classe}}} \right) \times 100\%$$

Recuperação de metal total

$$\text{Rec. de metal}_{\text{total}} = \left(\frac{\sum m_{\text{metal média final das classe}}}{\sum m_{\text{metal média inicial classe}}} \right) \times 100\%$$